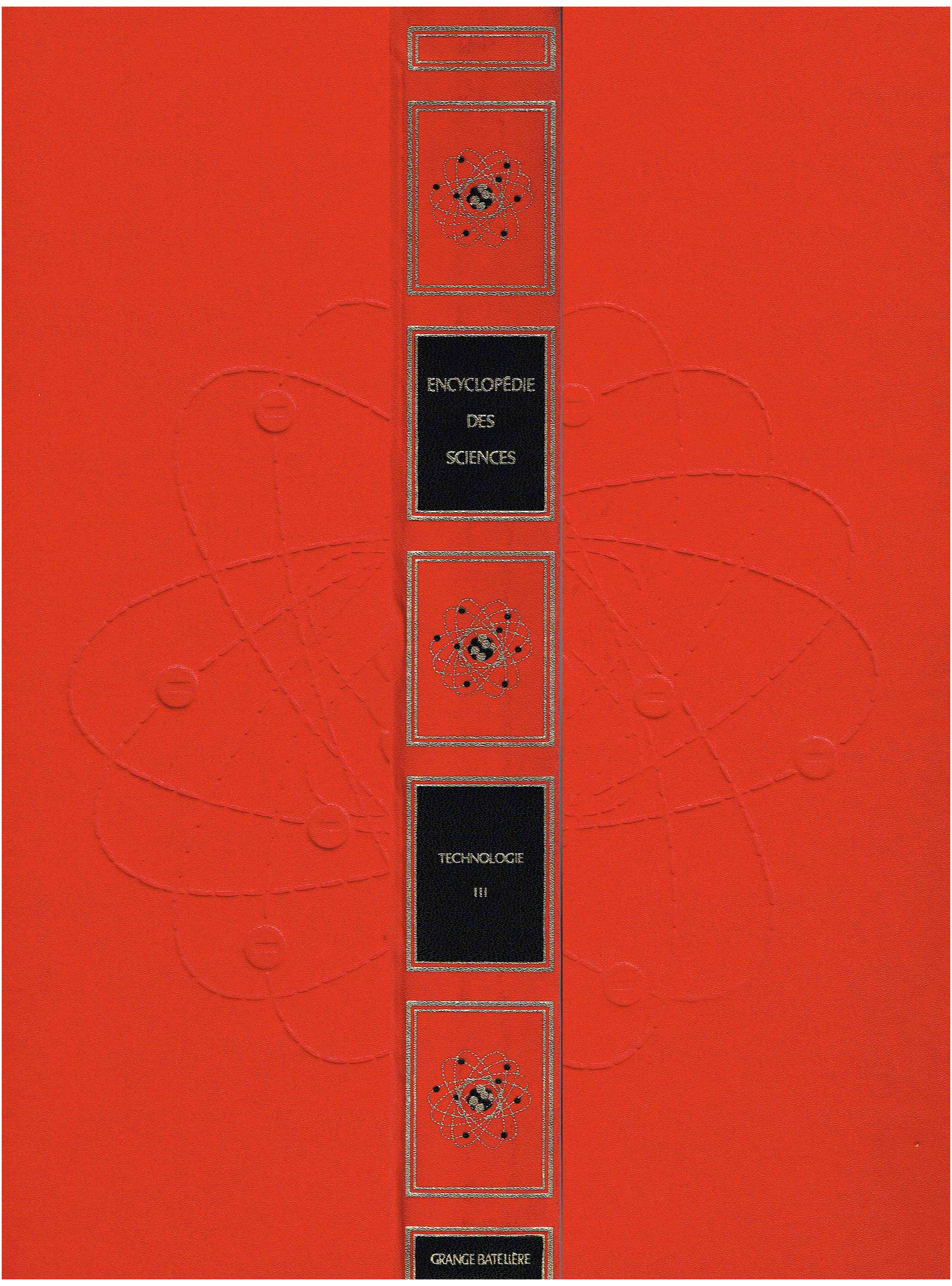

ENCYCLOPÉDIE
DES
SCIENCES
TECHNOLOGIE
III
GRANGE BATELIÈRE

LEXIQUE DE TECHNOLOGIE (MATÉRIAUX)

SUPPLÉMENT AU VOLUME XVIII DE LA GRANDE ENCYCLOPÉDIE ALPHA DES SCIENCES ET DES TECHNIQUES

ABRÉVIATIONS

adj.	adjectif	*n.*	nom	*par ext.*	par extension
ex.	exemple	*p. ex.*	*par exemple*	*syn.*	synonyme

A

abattage. *n.* Opération par laquelle des blocs de roche sont détachés du massif à l'aide soit d'un explosif, soit d'une « machine d'abattage ».

accumulateur. *n.* Transformateur d'énergie réversible : énergie chimique $\rightleftharpoons$ énergie électrique.

acier. *n.* Matériau ferreux contenant du carbone qui peut être dissous, à l'état solide, à une température donnée (en général C < 1,5 %). Les propriétés des aciers dépendent de leur composition chimique et de leur mode d'élaboration, ou de traitements thermiques et mécaniques.

acier à l'oxygène. Acier obtenu après combustion du carbone de la fonte ou des minerais préréduits dans un vent d'oxygène soufflé à la base ou sur les flancs d'un convertisseur ou par une lance placée à l'intérieur.

actifs miniers. Biens meubles et immeubles constituant le patrimoine d'une société minière.

action. *n.* En construction, dans le calcul des ouvrages, désigne tout ce qui est susceptible d'agir sur l'ouvrage (le vent, le trafic, la neige, le poids propre, etc.), créant des forces et des couples ou encore des déformations imposées.

adjuvant du béton. Produit qui, incorporé à faible dose dans le béton, modifie sensiblement ses propriétés.

adoucissement. *n.* Diminution de la contrainte d'écoulement σ d'un métal au cours d'un recuit. L'adoucissement peut résulter de la restauration ou de divers types de recristallisation.

adsorption. *n.* Fixation d'atomes étrangers sur une surface solide.

aérage. *n.* Action de faire circuler de l'air dans toutes les parties de la mine et plus particulièrement « à front », pour évacuer les gaz nocifs, toxiques ou explosibles, les poussières et les calories.

aggloméré. *n.* Assemblage de particules de poudre réalisé par pressage dans une matrice de forme appropriée ; on utilise également le terme de *comprimé,* voire de *pastilles,* quand la morphologie est celle de disques cylindriques de faible hauteur.

allonge. *n.* Arbre articulé à ses deux extrémités transmettant le mouvement du moteur aux cylindres de laminage.

âme. *n.* *Voir* cœur.

amorce ou **détonateur.** *n.* Dispositif d'initiation de la détonation d'une charge explosive.

amorphe. *adj.* Se dit d'un liquide rapidement refroidi en dessous du point de fusion et jusqu'à une température où la vitesse de cristallisation est trop lente. *Ex. :* le verre.

armure. *n.* Mode de tissage d'un tissu, *p. ex. :* satin, taffetas.

atomisation. *n.* Procédé permettant d'élaborer des poudres à partir d'un matériau à l'état fondu ; consiste à pulvériser un jet liquide de ce matériau s'échappant au travers d'une buse, au moyen d'un courant énergique de gaz ou d'eau sous pression.

austénite. *n.* (structure métallurgique austénitique). Solution solide de chrome, nickel, cobalt ou manganèse dans le fer γ. Après trempe rapide, cette phase, généralement non magnétique et résistante à la corrosion, reste stable à la température ordinaire. Les aciers inoxydables au chrome-nickel (ou manganèse), les alliages fer-nickel-cobalt sont souvent utilisés sous forme austénitique ductile.

B

bainite. *n.* Du nom de A.C. Bain. Composant de l'acier obtenu par refroidissement à partir de 1 000 °C et à une vitesse comprise entre celle de formation de la martensite et celle qui conduit à l'état stable (ferrite et perlite). La bainite a une bonne résistance à la rupture et une faible ductilité.

balance du commerce extérieur. Solde résultant de la comparaison, en valeur, des exportations et des importations d'un pays.

bande de conduction. Première bande non pleine dans la structure électronique d'un matériau cristallisé.

bande interdite. Zone d'énergie inaccessible aux électrons d'un matériau cristallisé.

bande de valence. Dernière bande pleine dans la structure électronique d'un matériau cristallisé.

battitures. *n.* Fragments d'oxyde de fer ou de métal qui se détachent des lingots d'acier au cours du forgeage.

blister (spécialement de cuivre). *n.* Petit lingot de cuivre brut, destiné à subir un raffinage avant utilisation. *Par ext. :* cuivre blister = cuivre non raffiné.

bloom. *n.* En métallurgie, semi-produit de section carrée dont le côté est supérieur à 12 cm, destiné à l'élaboration de produits longs.

bore. *n.* En terme de matériaux composites, utilisé pour « fibre de bore ». Filament de bore obtenu par dépôt en phase vapeur (CVD), à hautes performances mécaniques.

Borsic. Marque déposée. Fibre de bore gainée de carbure de silicium par dépôt en phase vapeur, pour améliorer la tenue chimique et thermique.

bouchon. *n.* Partie centrale d'une « volée » d'abattage à l'explosif constituée de quelques coups de mine spécialement disposés pour faciliter le travail d'abattage des autres coups de mine de la volée.

boulon. *n.* Dispositif de soutènement constitué par une tige d'acier de quelques mètres de longueur, ancrée dans la roche soit à son extrémité, soit sur toute sa longueur.

brame. *n.* En métallurgie, demi-produit rectangulaire dont l'aire est supérieure à 144 cm² et l'épaisseur supérieure à 4 cm.

C

cage de laminoir. Élément de base d'un train de laminage comprenant deux cylindres (ou plus) et un bâti.

calibrage. *n.* Technique consistant à recomprimer un fritté pour augmenter sa densité et lui conférer des cotes plus précises. Cette opération peut être suivie d'un second frittage.

cannelure. *n.* Profil particulier du cylindre de laminage permettant d'imposer au produit laminé le contour désiré (*p. ex. :* poutrelle, rail).

caoutchouc. *n.* Matériau macromoléculaire subissant de très grandes déformations élastiques.

capacité de production (d'extraction, d'exportation, etc.). Quantité théorique que peut annuellement produire (extraire, exporter) une installation ou une entreprise ; *par ext. :* cette installation elle-même.

carbure de silicium. En termes de matériaux composites, utilisé pour « fibre de carbure de silicium ». Filament de carbure de silicium obtenu par dépôt en phase vapeur (CVD), à hautes performances mécaniques.

carreau. *n.* Ensemble des installations de surface d'une mine souterraine.

carrière. *n.* 1° Entreprise qui a pour objectif d'exploiter un gisement de substance non concessible (matériaux de construction, graviers, sables...). 2° Ensemble des travaux de l'exploitation aussi bien à ciel ouvert qu'en souterrain dès lors que la substance exploitée n'est pas concessible.

cartel. *n.* Regroupement d'États producteurs d'une même matière première, tendant à la formation d'un monopole, en vue de contrôler un marché, et d'obtenir des profits accrus (par disparition de la concurrence entre ces États, un prix de vente commun étant fixé). Il existe aussi des cartels d'entreprises privées, qui diffèrent des *trusts* par l'absence d'interpénétration financière entre ces entreprises.

cédage. *n.* Caractérise, sur une cage de laminage, la différence entre l'épaisseur du produit en sortie et l'écartement des cylindres à vide ; cette différence résulte des déformations élastiques des cylindres, du bâti et du rattrapage des jeux.

cellules d'écrouissage. Parties d'un cristal à faible densité de dislocations, séparées par des écheveaux ou enchevêtrements de dislocations.

cémentation. *n.* Phénomène naturel d'enrichissement en métal de la partie supérieure d'un gisement sulfuré sous l'action des eaux d'infiltration.

cémentite. *n.* Carbure de fer Fe_3C, qui est un constituant des alliages fer-carbone ; sa structure est orthorhombique.

céramique. *n.* Matériau polygranulaire (*voir* ce mot).

chambre. *n.* Lieu où l'on abat le minerai (on dit aussi *chantier,* ou *taille*). Deux chambres sont séparées par un pilier.

chapeau de fer. Partie affleurante, essentiellement composée d'hydroxyde de fer, d'un gisement métallique soumis aux phénomènes d'oxydation supergène.

chargement. *n.* 1° Action de charger les produits abattus (minerai ou stérile) sur un engin de transport. 2° Mise en place des charges explosives dans les trous de mine (on dit aussi *minage*).

chargeur. *n.* Engin mobile, muni d'un godet frontal, qui charge la roche abattue sur un engin de transport situé à proximité immédiate (chargeur pur) ou à quelques centaines de mètres (chargeur-transporteur). *Syn.* de chargeuse frontale.

chutes neuves ou **déchets neufs.** Morceaux de métal inutilisables, produits au cours de la transformation des demi-produits métallurgiques.

ciel ouvert. Exploitation en surface par mine ou carrière. S'oppose à souterrain.

ciment Portland artificiel ou **C.P.A.** Ciment résultant de la cuisson d'un mélange convenable de chaux, de silice, d'alumine et d'oxyde de fer. Le produit de la cuisson (clinker) est broyé et additionné de gypse.

clark. *n.* Teneur géochimique moyenne d'un élément dans la lithosphère solide.

coalescence. *n.* Groupement, par un processus de diffusion, de défauts cristallins distincts pour former une configuration plus dense et énergétiquement plus stable.

coercitif (champ). Valeur du champ magnétique pour laquelle l'induction magnétique B s'annule dans un matériau magnétique.

cœur ou **âme.** *n.* Dans une structure sandwich, couche centrale épaisse, en général légère et de faibles propriétés mécaniques, située entre les deux peaux.

coextrusion. *n.* Technique de transformation utilisée lors de la mise en œuvre des matières thermoplastiques, qui permet d'obtenir des profilés ou des plaques comportant plusieurs couches de matières différentes ou de structures complémentaires.

composite (matériau). Matériau hétérogène composé d'une matrice à faibles caractéristiques mécaniques, armée par des éléments de renforcement (fibres, mats ou tissus) à hautes caractéristiques.

composite stratifié. Matériau composite formé par un empilement de monocouches de nature, d'épaisseur et d'orientation différentes.

composite tridirectionnel. Matériau renforcé dans trois directions orthogonales : son armature est obtenue par des procédés délicats et onéreux et son usage réservé à des applications spéciales.

composite unidirectionnel. Matériau renforcé par des fibres toutes parallèles ; très anisotrope, il est réservé à des usages particuliers.

compression. *n.* En métallurgie des poudres, opération au cours de laquelle la poudre est mise en forme pour donner un aggloméré (on parle parfois de compactage, quand la pression utilisée est faible). La poudre est comprimée dans une matrice à l'aide de poinçons. La compression est le plus souvent réalisée à la température ambiante ; elle peut être unilatérale (simple effet), bilatérale (double effet), ou isostatique (quasi hydrostatique). On opère parfois par compression à chaud.

comptant. *adj.* et *n.* Vente ou achat au comptant : opération de bourse prenant immédiatement effet (contraire : terme).

concentration ou **enrichissement.** *n.* Ensemble des opérations de séparation des matériaux utiles et de la gangue par différents procédés physico-chimiques, pour isoler un produit plus concentré.

concession minière. Périmètre délimité dans lequel une société est autorisée par l'Administration, moyennant une redevance annuelle, à effectuer des recherches minières, sans que le propriétaire du sol puisse s'y opposer.

conductivité diélectrique. Caractéristique d'un matériau définie par le rapport de la capacité d'un condensateur dont le diélectrique est constitué par le matériau étudié à celle d'un condensateur vide identique.

conductivité extrinsèque. Conductivité d'un matériau semi-conducteur « dopé » par des impuretés trivalentes ou pentavalentes. Elle peut être 1 000 fois plus forte que la conductivité intrinsèque.

conductivité intrinsèque. Conductivité d'un matériau semi-conducteur pur, d'origine uniquement thermique.

contraction Le Chatelier. Diminution relative du volume absolu de l'ensemble eau-ciment ; accompagne l'hydratation du ciment et résulte du fait que le volume absolu de l'hydrate est inférieur à la somme des volumes absolus de ses constituants. Provoque une auto-dessiccation de la pâte de ciment.

contraintes principales. Ce sont les trois contraintes de traction ou de compression correspondant aux directions principales orthogonales du tenseur d'ordre 2 des contraintes.

contreplaqué. *n.* Panneau multicouches obtenu par collage, en contrariant le fil de chaque couche par rapport à celui de la précédente. La feuille constitutive du panneau est généralement obtenue par déroulage d'une grume.

contrôle du toit. Manière de garantir la stabilité d'ensemble d'une exploitation souterraine. Il existe trois grandes méthodes de contrôle du toit : par chambre vide de forme appropriée, par foudroyage ou par remblayage.

convertisseur. *n.* Cornue en acier, à revêtement intérieur réfractaire, dans laquelle on brûle le carbone et certains autres composants de la fonte, tels le silicium, le manganèse, le phosphore, le soufre, en utilisant l'énergie contenue dans celle-ci pour la transformer en acier. Depuis 1949, on souffle couramment de l'oxygène pour activer la réaction.

convoyeur. *n.* Dispositif de transport continu, soit par glissement dans des bacs métalliques (convoyeur blindé), soit par défilement d'une courroie sur un ensemble de rouleaux (convoyeur à bande).

corrosion sous tension. Détérioration d'un métal soumis à une contrainte de traction assez stable et élevée, et placé simultanément dans un milieu agressif (effets interagissants).

coulée continue. Système de coulée permettant de passer directement du métal liquide en poche au demi-produit (bloom, brame) en supprimant le stade du lingot.

coupe. *n.* Toute opération de mise en forme par enlèvement de copeaux. Principaux procédés : fraisage, tournage, perçage ; procédés secondaires : rabotage, taraudage, mortaisage, brochage.

courbe TRC. Courbe de transformation en refroidissement continu des aciers et alliages métalliques.

courbe TTT. Courbe de transformation des aciers et alliages métalliques en fonction du temps et de la température ; la transformation se fait en condition isotherme après un refroidissement quasi instantané.

covalence (liaison de). Mise en commun des électrons externes des atomes d'un matériau.

crazing. *n.* Mot anglais qui signifie microfissuration ; s'applique surtout aux thermoplastiques.

C.S.H. Principal hydrate formé lors de l'hydratation du ciment, et dont la formule chimique est de la forme :

$$(CaO)_m(SiO_2)_n(H_2O)_p.$$

D

déblocage. *n.* Ensemble des opérations de chargement et de transport des produits abattus hors d'un chantier de mine. *Syn.* de marinage.

découverte. *n.* Exploitation à ciel ouvert dans laquelle le gisement se développe horizontalement sous une épaisseur à peu près régulière de stériles. Les travaux préparatoires consistent alors à « découvrir » le minerai.

déformations principales. Ce sont les trois déformations de contraction ou de dilatation correspondant aux directions principales orthogonales du tenseur d'ordre 2 des déformations.

dégazage. *n.* (Terme courant en technique du vide.) Phénomène lié à l'interaction gaz/solide, lorsque la pression est notablement abaissée à l'intérieur d'un récipient. Le flux de dégazage est la résultante entre, d'une part, la désorption des molécules et atomes adsorbés en surface ou absorbés dans la masse du matériau et, d'autre part, l'adsorption des gaz et vapeurs contenus dans l'atmosphère résiduelle. Le dégazage ne peut être évité. Toutefois son intensité, susceptible de mesures précises, peut être limitée par un choix judicieux des matériaux et des traitements de surface.

densification. *n.* Accroissement de la densité par rapport à la densité à vert ; cette augmentation traduit l'efficacité du phénomène de frittage.

densité théorique. Densité d'un matériau à l'état massif sans défaut ; se dit aussi de la densité calculée à partir des caractéristiques cristallographiques de ce matériau.

densité à vert. Densité d'un aggloméré après compression de la poudre.

dépilage. *n.* Opération principale de l'exploitation minière qui comporte l'abattage et l'évacuation (ou déblocage) de la plus grande partie du minerai (une petite partie de ce minerai a été enlevée lors des travaux préparatoires ou des traçages).

dépôt en phase vapeur (en anglais : **Chemical Vapor Deposition, CVD**). Procédé utilisé notamment pour la fabrication des fibres de bore, de carbure de silicium et de Borsic.

descenderie. *n.* Galerie inclinée d'environ 15°, qui peut servir d'accès au gisement si elle débouche à la surface ou qui relie deux niveaux différents dans le gisement ; *syn.* de plan incliné.

détonateur. *n.* *Voir* amorce.

deuxième fusion. Se dit d'un métal qui provient de la fusion affinante de déchets (chutes d'usines) ou de débris (métaux contenus dans des objets hors d'usage).

diélectrique. *n.* Isolant électrique caractérisé par le champ maximum qu'il peut supporter sans se détériorer : c'est le matériau des condensateurs.

diffraction. *n.* Résultat des phénomènes d'interférence entre l'état solide cristallisé et le rayonnement électromagnétique.

diffusion. *n.* Mécanisme impliquant des déplacements d'atomes ou de lacunes. Quand seul un type d'atomes est en cause, il s'agit d'*autodiffusion*, quand des atomes d'espèce différente sont concernés, on parle d'*hétérodiffusion* ou de diffusion chimique.

diffusion (coefficient de). Caractérise la faculté d'un atome à se déplacer dans un solide.

diffusion du rayonnement électromagnétique. Propriété des rayonnements de se propager à travers la matière.

directions principales. Ce sont les directions des vecteurs propres associés aux valeurs propres distinctes d'un tenseur. Si le tenseur est symétrique, les directions principales sont orthogonales.

dislocation. *n.* Imperfection d'un cristal, favorisant la déformation irréversible à l'échelle macroscopique grâce à sa facilité de mouvement à l'échelle des atomes. Le blocage du mouvement des dislocations augmente la contrainte à partir de laquelle on peut obtenir une déformation irréversible.

dislocation coin. Imperfection linéaire qui résulte du fait que les files d'atomes situées de part et d'autre d'un certain plan ne sont pas en nombre égal.

dislocation vis. Imperfection linéaire qui résulte d'un cisaillement de deux portions d'un cristal l'une par rapport à l'autre, effectué le long d'un plan cristallographique ; la ligne de dislocation limite le plan de cisaillement.

ductile. *adj.* Se dit d'un polymère quand celui-ci, à température ordinaire, subit sous contrainte élevée une déformation plastique.

ductilité. *n.* Aptitude d'un matériau à subir une grande déformation sans se rompre.

durcissement. *n.* Augmentation de la limite d'élasticité ou de la résistance à la rupture d'un métal. Le durcissement peut être obtenu par écrouissage ou par formation de très petits cristaux, « précipités » capables de bloquer les mouvements des dislocations.

E

écrouissage. *n.* Déformation d'un métal, entrainant une augmentation de sa limite d'élasticité. L'écrouissage peut être obtenu par étirage, laminage ou torsion à des températures inférieures à 100 °C. Du point de vue microscopique, multiplication des dislocations au sein du métal pendant la déformation.

effet Rehbinder. Interaction entre les dislocations émergentes et le champ de forces existant à la surface d'un cristal.

électret, *n.* Diélectrique chargé de façon quasi permanente (à la température ambiante, durée de vie supérieure à dix ans).

électro-érosion. *n.* (usinage par électro-érosion). Technique relativement récente d'usinage non conventionnel, utilisant l'arc électrique pour percer, découper ou rayonner un matériau électroconducteur. L'arc est produit entre la pièce à usiner et une électrode de forme ; son action est localisée en opérant dans un liquide diélectrique. L'électro-érosion et l'usinage électrochimique présentent fréquemment des possibilités complémentaires.

éléments alphagènes. Éléments d'addition qui favorisent l'existence de la phase α ferritique dans les alliages de fer.

éléments gammagènes. Éléments d'addition qui favorisent l'existence de la phase γ austénitique dans les alliages de fer.

embargo. *n.* Mesure de rétorsion, décidée par un pays ou un groupe de pays à l'encontre d'un autre, et visant à empêcher l'acheminement vers ce dernier d'une substance normalement importée.

emboutissage. *n.* Opération de mise en forme consistant à transformer une pièce plate découpée dans une tôle laminée (flan) en un produit non développable (*p. ex. :* carrosserie d'automobile).

endurance. *n.* Contrainte déterminée par plusieurs essais de fatigue suivant la méthode de Wöhler (avec σ_{min} constant d'un essai à l'autre). C'est la contrainte maximale en deçà de laquelle on n'obtient pas de rupture par fatigue.

énergie d'activation. Paramètre permettant de caractériser les variations de la contrainte d'écoulement d'un matériau vis-à-vis de la température.

énergie de défaut d'empilement. Paramètre caractérisant la largeur de dissociation des dislocations et, par suite, leur aptitude à se déplacer : plus l'énergie de défaut d'empilement est forte, et plus les dislocations sont mobiles.

enrichissement. *n. Voir* concentration.

ensimage. *n.* Apprêt chimique liquide, très spécifique, dont on enduit les fibres de renforcement pour permettre les opérations textiles et éventuellement faciliter l'adhésion à une matrice.

entraîneur d'air. Adjuvant permettant de stabiliser de petites bulles d'air à l'intérieur du béton ; en cas de gel, ces petites bulles permettent à la glace de se former sans briser les parois des pores.

épitaxie. *n.* Propriété structurale d'un revêtement. Croissance d'un dépôt respectant et prolongeant la structure cristalline du substrat. Une structure épitaxique, souvent bénéfique, ne peut toutefois être obtenue que si les paramètres réticulaires du dépôt et du substrat sont suffisamment voisins.

épithermal. *adj.* Qualifie un minéral dont la température de formation est inférieure à 150 °C.

éponte. *n.* Terrain stérile qui borde et délimite une couche ou un filon.

étirage. *n.* Opération de mise en forme consistant à réduire la section d'une barre en la tirant à travers une filière.

étude de faisabilité (néologisme). Étude des caractéristiques techniques et financières d'un projet industriel ou minier, permettant de déterminer si celui-ci peut être économiquement réalisable.

eutectoïde. *n.* Mélange de deux types de cristaux différents, juxtaposés de telle sorte que leurs proportions relatives restent constantes dans un petit volume.

évaporite. *n.* Dépôt de sels divers dû à des phénomènes d'évaporation, au sein soit de lagunes continentales ou littorales, soit de bassins marins fermés.

exhaure. *n.* Action d'évacuer les eaux drainées par les travaux miniers.

exotique (minerai). Minerai importé, par opposition à « indigène » (minerai produit sur le territoire national).

F

fatigue. *n.* Variation des propriétés mécaniques d'un matériau sous l'effet de charges répétées.

fatigue-corrosion. Détérioration d'un métal placé dans un milieu agressif et soumis simultanément à une contrainte variant au cours du temps, de façon périodique (effets interagissants).

fatigue oligocyclique. Processus de dégradation rapide des matériaux cyclés dans le domaine plastique. On admet que les ruptures par fatigue oligocyclique apparaissent pour un nombre de cycles inférieur à 10^4.

fer. *n.* Métal qui peut prendre plusieurs formes cristallines à l'état solide. Le *fer* α, stable jusqu'à 910 °C environ, a une structure cubique centrée. Le *fer* γ, stable entre 910 et 1 500 °C environ, a une structure cubique à faces centrées.

ferrimagnétique. *adj.* Qualifie un matériau divisé en domaines magnétiques possédant une aimantation en l'absence de champ extérieur, et comportant plusieurs types de dipôles magnétiques.

ferrite. *n.* Solution solide de carbone dans le fer α, stable en dessous de 735 °C environ, dont les cristaux sont de type cubique centré.

ferro-électricité. *n.* Matériau ionique constitué de petits domaines pourvus chacun d'une polarisation non nulle (*p. ex. :* titanate de baryum $BaTiO_3$).

ferro-électrique. *adj.* Qualifie un matériau possédant un moment dipolaire électrique en l'absence de champ électrique extérieur.

ferromagnétique. *adj.* Qualifie un matériau divisé en domaines magnétiques possédant une aimantation en l'absence de champ extérieur et ne comportant qu'un seul type de dipôles magnétiques.

feutre. *n. Voir* mat.

fibres de renforcement. Fibres de faible diamètre (autour de 1/10 de mm), à hautes caractéristiques mécaniques, utilisées en nappes parallèles, en mats ou en tissus, pour le renforcement des matériaux composites.

fibrille. *n.* Structure microscopique généralement monocristalline, caractérisée par un élancement très grand. L'amiante, de nombreux végétaux, certains tissus animaux possèdent des structures fibrillaires. Il faut remarquer qu'une fibre macroscopique ne possède pas nécessairement une structure fibrillaire (cas des fibres textiles synthétiques) et qu'inversement un assemblage de fibrilles n'a pas forcément une structure fibreuse macroscopique (amiante, feutre).

filière électronucléaire. Désigne dans une centrale nucléaire la séquence : matériau fissile — modérateur — fluide caloporteur. *P. ex.*, filière G.C.R. : uranium naturel — graphite — gaz carbonique.

filler. *n.* Très fine poudre de roche (en général calcaire), utilisée comme additif à certains bitumes ou asphaltes pour en accroître la consistance.

filon. *n.* Fracture plus ou moins rectiligne recoupant les strates de la roche encaissante, à remplissage divers, contenant parfois des substances utiles, économiquement exploitables.

flan. *n.* Tôle (mince en général) obtenue par laminage pour être ensuite usinée en un produit de forme complexe (carrosserie, gobelet, etc.).

flicker. *n.* Fluctuation rapide de la valeur efficace de la tension, prenant la forme soit de variations permanentes dans une bande de fréquence de 0,5 à 25 hertz, soit de variations brusques à intervalles de temps supérieurs à 1 seconde (définition donnée par Meynaud).

flottation. *n.* Le plus important des procédés de concentration des minerais, fondé sur les différences de propriétés de surface des grains de minéraux utiles et des grains de gangue.

fluage. *n.* Variation de la déformation d'un matériau sous l'effet d'une force ou d'une contrainte maintenue constante.

fluide caloporteur. Gaz (CO_2) ou liquide (eau, eau lourde, sodium fondu) assurant le transfert de la chaleur du cœur du réacteur vers le générateur de vapeur, dans une centrale nucléaire.

fluorescence. *n.* Phénomène de photoluminescence qui disparaît en même temps que la radiation excitatrice. Les spectres de fluorescence sont caractéristiques du corps qui les émet sous l'action d'un rayonnement X, ultra-violet ou corpusculaire.

fond. *n.* Ensemble des travaux d'une exploitation souterraine. S'oppose à « jour ».

fonte. *n.* Matériau ferreux mis en forme par moulage à partir de l'état liquide et contenant du carbone en

sursaturation (C > 2 % en général) à l'état solide. La *fonte d'aluminium* est un alliage mis en forme par moulage.

foration. *n.* Lors des travaux miniers, opération de creusement de trous de faible diamètre pour y mettre l'explosif.

forgeabilité. *n.* Ductilité à chaud. Aptitude d'un matériau à être mis en forme à chaud sans se rompre.

foudroyage. *n.* Action de faire écrouler les terrains surplombant une excavation minière. *Par ext.*, zone dans laquelle les vides sont comblés par l'écroulement des terrains sus-jacents.

four à atmosphère (ou **à atmosphère contrôlée**). Four dans lequel l'atmosphère a une composition bien précise, soit neutre, soit au contraire active, c'est-à-dire qui participe effectivement à la réalisation du traitement recherché. *Ex. :* four de cémentation gazeuse ou de carbonitruration gazeuse.

four PITS. Four permettant de réchauffer et d'homogénéiser la température des lingots avant leur passage dans les laminoirs dégrossisseurs *(blooming, slabbing)*.

four U.H.P. Four électrique moderne, généralement triphasé ultra-haute puissance, alimenté en courant à fréquence industrielle.

fragile. *adj.* Qui subit sous contrainte une rupture brutale sans déformation macroscopique visible.

fragilisation. *n.* Abaissement de la capacité de déformation d'un métal. La fragilisation d'un acier peut être due à l'abaissement de la température ou, dans certains cas, à l'introduction d'hydrogène dans ce métal.

fraisage. *n.* Opération de coupe réalisée à l'aide d'un outil rotatif massif appelé fraise et destiné à modifier la forme d'une pièce.

frittage. *n.* Opération thermique ayant pour but de réaliser la soudure des particules de poudre et d'éliminer la porosité; s'accompagne généralement d'une recristallisation et d'un accroissement des propriétés mécaniques. On distingue le *frittage naturel :* sans pression externe exercée; le *frittage sous charge :* avec pression concomitante; le *frittage-extrusion :* filage d'une poudre placée dans un container; le *frittage en phase liquide :* l'échantillon, au cours du frittage, est constitué d'un squelette solide baigné par une phase liquide (sans que sa morphologie globale en soit modifiée).

fritté. *n.* Échantillon ou pièce résultant du frittage d'un aggloméré; on rencontre également l'expression de *compacts frittés*.

front. *n.* Surface limitant le chantier du côté où il progresse. *Par ext.*, ensemble des chantiers en cours d'exploitation (d'où l'expression *à front*).

frottement. *n.* Interaction entre deux corps en mouvement relatif, caractérisée mécaniquement par la contrainte tangentielle s'exerçant à l'interface, dite cission de frottement.

G

galvanoplastie au tampon (dépôt électrolytique spécial). Technique d'électrocristallisation utilisant l'anode comme réservoir d'électrolyte. Cette anode, recouverte d'un manchon poreux, généralement en ouate ou gaze de coton imbibée d'électrolyte concentré, est déplacée régulièrement sur la pièce reliée au pôle cathodique du générateur. Cette méthode permet notamment le revêtement ou la retouche locale d'une pièce non démontable.

gangue. *n.* Ensemble des minéraux stériles accompagnant un minerai exploitable.

gélification. *n.* Passage d'un état solide à un état fluide visqueux. S'emploie surtout à propos des machines de transformation, qui doivent bien « gélifier » la matière première en poudre ou en granulés avant la mise en forme.

gemme. *n.* Résine du pin telle qu'on la récolte en provoquant une blessure sur l'arbre. C'est la matière de base de toute une chaîne de transformations chimiques, aboutissant à la térébenthine, la collophane, etc.

géochimie. *n.* Étude des distributions des divers éléments chimiques dans les différentes zones de la Terre.

gisement. *n.* Zone minéralisée assez importante pour que l'exploitation puisse en être envisagée économiquement.

gisement épigénétique. Gisement dans lequel la minéralisation s'est surimposée à une roche préexistante.

gisement syngénétique. Gisement dans lequel la minéralisation s'est formée en même temps que la roche encaissante dans laquelle elle se trouve.

glissements intracristallins. Ce sont les glissements relatifs des plans cristallins à l'intérieur des cristaux constituant l'agrégat polycristallin.

gradin. *n.* Lorsque le gisement s'étend sur une grande hauteur, le front comporte généralement plusieurs gradins d'une dizaine de mètres de hauteur. C'est le cas général des exploitations à ciel ouvert lorsque le gisement n'est pas constitué par une seule couche horizontale peu profonde.

granulats. *n.* Terme générique, désignant tous les matériaux naturels de petites dimensions (sables, graviers, gravillons, ballasts, etc.) obtenus par criblage d'alluvions ou concassage de roches en carrière.

granule. *n.* Désigne d'une façon générale une particule de poudre; les granules sont de faibles dimensions et généralement constitués de très petits cristallites (quelques milliers d'angströms).

granulométrie. *n.* Terme qui symbolise sans la préciser la distribution en taille des granules; il lui est associé le plus souvent des adjectifs tels que *grossière* (dimension moyenne supérieure à 50 μm) ou *fine* (dimension moyenne de l'ordre de quelques μm).

graphite. *n.* En termes de matériaux composites, désigne des fibres de graphite à hautes performances mécaniques, obtenues par pyrolyse et graphitisation de fibres organiques ou de carbone.

greisen. *n.* Roche formée essentiellement de quartz et de mica blanc, résultant d'une métasomatose d'un granite sous l'action de constituants volatils tardifs émanant d'un granite voisin.

grippage. *n.* Blocage entre un outil et un matériau (entre deux pièces mobiles l'une par rapport à l'autre), soit par manque de lubrification, soit à cause d'une déformation trop grande.

grisou. *n.* Gaz hydrocarboné (le plus souvent méthane) emprisonné dans les couches de charbon et les terrains adjacents, et qui se libère au moment de l'exploitation. Un *coup de grisou* est une explosion du mélange air-grisou.

H

haldes. *n.* Amoncellements constitués des résidus d'exploitation d'anciennes mines métalliques.

hétérocharge. *n.* Charge de polarité opposée à celle de l'électrode qui lui fait face lors de la polarisation d'un électret dans un condensateur.

holding. *n.* Société — privée ou d'État — qui détient tout ou partie des actions d'autres sociétés (filiales), effectue les opérations financières relatives à ces filiales, et en dirige l'activité.

homocharge. *n.* Charge de même polarité que celle de l'électrode qui lui fait face lors de la polarisation d'un électret dans un condensateur.

hydratation du ciment. Ensemble des processus — chimiques et physico-chimiques — qui se produisent entre le ciment et l'eau et transforment la suspension dense de ciment dans l'eau en une pierre artificielle (pâte de ciment durcie). On distingue une phase d'accélération des processus (la prise) puis une phase de ralentissement qui correspond au durcissement.

hygroscopie. *n.* Qui a rapport à la teneur en eau du bois. L'hygroscopie caractérise l'humidité du bois et, par conséquent, détermine nombre de ses propriétés physiques.

hypothermal. *adj.* Qualifie un minéral dont la température de formation est supérieure à 300-350 °C.

hystérésis. *n.* Caractérise la dépendance d'un phénomène physique cyclique par rapport au nombre de cycles; *p. ex. :* autoéchauffement d'un caoutchouc sous l'effet de charges et de décharges, polarisation d'un diélectrique dépendant des états antérieurs, etc. Un corps présente un phénomène d'hystérésis élastique si, le torseur des forces extérieures appliquées évoluant suivant un cycle fermé, il subsiste une déformation à l'équilibre.

I

imprégnation. *n.* Technique consistant à remplir la porosité ouverte d'un fritté par un lubrifiant (cas des coussinets, *p. ex.*).

inducteur. *n.* Ensemble composé d'un circuit magnétique en tôles magnétiques et d'enroulements électriques traversés par le courant qui produit le champ électrique. Dans la plupart des cas, l'inducteur qui est exposé au flux de chaleur doit être puissamment refroidi, par exemple par circulation d'eau à l'intérieur des conducteurs, qui sont alors creux.

induction (chauffage par). Procédé qui consiste à placer la pièce à chauffer dans une bobine électrique; la pièce est alors traversée par un courant électrique qui provoque son échauffement. L'intérêt du procédé réside dans sa grande rapidité.

infiltration. *n.* Technique consistant à réduire, voire à annuler la porosité résiduelle, en faisant pénétrer — à température élevée — une phase métallique liquide dans un fritté.

intégration verticale. Structure caractéristique d'un groupe industriel qui réalise, dans un secteur économique donné, toutes les opérations et activités conduisant d'une matière première brute aux produits finis (s'oppose à la concentration « horizontale » : réunion, dans un même groupe financier, de tout ou partie des entreprises effectuant un même travail).

ion. *n.* Atome chargé électriquement par perte ou acquisition d'un ou plusieurs électrons. *P. ex. :* Na^+, Cl^-, Al^{3+}, O^{2-}.

ionisation. *n.* Propriété des gaz de devenir conducteurs sous l'impact d'un rayonnement.

J - K

joint de grain. Surface de jonction entre deux grains; c'est une zone de fragilité mécanique.

jour. *n.* Ensemble des installations de surface d'une mine souterraine comprenant le carreau et éventuellement l'usine de traitement.

kératinisation. *n.* Processus de formation de la couche superficielle de la peau, et plus généralement de la carapace des animaux, à partir des protéines contenues dans les cellules épithéliales.

Kevlar. *n.* Nom commercial d'une fibre organique à hautes performances mécaniques, fabriquée par DuPont de Nemours et utilisée pour le renforcement des résines.

L

laboratoire (d'un four). Zone d'un four dans laquelle se produisent les réactions de réduction ou d'affinage.

lacune. *n.* Défaut physique à l'échelle atomique qui correspond à un atome manquant sur site normal. Les lacunes sont créées en certains endroits (sources) et sont éliminées en certains lieux (puits). Lorsque leur concentration excède celle de l'équilibre thermodynamique, on parle de sursaturation de lacunes.

latté. *n.* Panneau reconstitué, comportant une âme obtenue par collage de petites lattes exemptes de défauts. Cette âme est recouverte d'une mince feuille de bois déroulé. Ce procédé permet d'obtenir un panneau remarquablement stable exempt de défauts.

laverie. *n.* Usine dans laquelle s'effectuent la préparation mécanique et la concentration du minerai. Dans le cas du charbon, on dit plutôt *lavoir*.

leucogranite. *n.* Granite riche en minéraux clairs (quartz, feldspaths alcalins et calco-sodiques), pauvre en minéraux ferro-magnésiens. *Leucogranite albitique :* leucogranite dans lequel le feldspath sodique est dominant.

liaison covalente. Liaison forte entre deux atomes s'effectuant dans une direction bien précise (liaison directive). Elle résulte de la mise en commun de deux électrons par les deux atomes.

liaison hydrogène ou **liaison par pont hydrogène.** C'est une liaison de faible énergie, de nature essentiellement électrostatique, intervenant entre un atome d'hydrogène déjà lié et un élément électronégatif (tel que F, O, N, etc.).

liaison ionique. Liaison forte, non directive, purement électrostatique, entre plusieurs ions.

liaisons de Van der Waals. Forces de cohésion qui unissent entre elles les molécules d'une substance. Elles ne peuvent être considérées, en toute rigueur, comme des liaisons chimiques proprement dites.

liant. *n.* Substance mélangée en faible quantité à une poudre pour faciliter sa mise en forme lors du pressage ; doit ensuite pouvoir être éliminée aisément avant ou pendant le chauffage précédant le frittage.

liant hydraulique. Liant capable de faire prise et de durcir sous l'eau en donnant des composés stables ; le plâtre n'est pas un liant hydraulique, car le gypse formé en présence d'eau est soluble dans l'eau.

libre parcours moyen (cinétique des gaz). En milieu gazeux plus ou moins raréfié, représente la moyenne statistique du parcours qu'une particule peut effectuer entre deux chocs successifs avec d'autres particules. Il dépend évidemment de la nature de la particule, de la température et surtout de la pression. Encore inférieur au centimètre pour des pressions voisines du pascal, il dépasse le kilomètre pour les très basses pressions.

lit fluidisé. Bain fluide de particules calibrées en suspension dans un courant gazeux qui circule contre les parois d'un four. Le courant gazeux, composé d'air et de carburant, apporte l'énergie calorifique nécessaire à la fluidisation.

lixiviation. *n.* Procédé chimique ou biochimique d'extraction d'un métal par mise en solution de celui-ci, grâce à la percolation naturelle ou provoquée d'un liquide dans le minerai. Cette hydrométallurgie (traitement des minerais par voie humide) s'oppose à la pyrométallurgie (traitement par fusion).

loi de comportement. Relation entre la contrainte d'écoulement σ d'un matériau, la température T, la vitesse $\dot{\bar{\varepsilon}}$ et la quantité $\bar{\varepsilon}$ de déformation.

lubrifiant. *n.* Substance mélangée en faible quantité à une poudre pour minimiser le frottement de cette poudre sur les parois de la matrice et faciliter l'éjection des agglomérés obtenus.

lubrifiant de mise en forme. Produits divers destinés en général à limiter le frottement métal-outil et l'usure de l'outillage. *P. ex. :* émulsions, huiles minérales ou végétales, savons métalliques, verres, graphite.

M

machine d'abattage. Engin mobile comportant une tête garnie d'outils capables de désagréger la roche en place. La *haveuse* et le *rabot* sont utilisés pour le dépilage en taille, tandis que le *mineur continu* et le *tunnelier* creusent des galeries.

macle mécanique ou **macle de déformation.** Macle apparaissant au cours de la déformation d'un métal, en général lorsque les dislocations ont peu de possibilités de glissement.

maille atomique. Édifice élémentaire contenant tous les atomes constitutifs d'un matériau et dont la répétition formera le cristal.

mandrin. *n.* Outillage imposant à un produit la transformation de sa forme intérieure (formage de tubes).

martensite. *n.* Solution solide sursaturée de carbone dans la ferrite des aciers ; elle s'obtient par trempe de l'austénite et a la même composition en carbone que celle-ci. La maille de la martensite est quadratique. A une grande résistance mécanique et une faible capacité de déformation.

mat ou **feutre.** *n.* Désigne essentiellement, dans le cas du verre, un assemblage sans tissage de fibres plus ou moins longues.

matrice. *n.* 1° Outillage imposant sa forme extérieure à un produit à transformer. 2° Dans un matériau composite, matériau de liaison entre les éléments de renforcement (fibres, mats ou tissus).

matte. *n.* Composé sulfuré complexe, semi-métallique dans certains cas, résultant de la première fusion d'un concentré sulfuré polymétallique.

Meissner (effet). Annulation de la valeur de l'induction magnétique B dans un supraconducteur placé dans un champ magnétique H inférieur au champ critique.

merrain. *n.* Pièce de bois servant à la confection des tonneaux ou des réservoirs et obtenue généralement par fendage du chêne ou du châtaignier.

mésothermal. *adj.* Qualifie un minéral dont la température de formation est comprise entre 150 et 300 °C.

métal vierge (ou **de première fusion**). Métal issu uniquement de la fusion de minerais, et non de déchets métalliques.

métallogénie. *n.* Étude des processus de formation et de l'évolution des concentrations minérales.

métasomatose. *n.* Changement de composition chimique globale d'une roche à l'exception des modifications de H_2O et CO_2.

métaux carbonyles (dépôt chimique en phase gazeuse). Produits utilisés en CVD pour produire un revêtement par pyrolyse à température moyenne. Ce sont des combinaisons de certains métaux (Fe, Ni, Co, Pt) avec l'oxyde de carbone. Leur toxicité est très élevée.

méthode d'exploitation. Façon d'exploiter un gisement. Cette notion recouvre la géométrie (formes et dimensions) et la chronologie (phases successives) des différentes excavations.

microbillage. *n.* (préparation des surfaces). Technique récente de modification des surfaces par projection de particules solides. Contrairement au sablage et au grenaillage qui opèrent par abrasion, le microbillage utilise l'impact élastique de microsphères de verre. Il conduit donc à un corroyage homogène assurant à la fois un excellent état microgéométrique de surface et la formation de contraintes régulières en compression (donc bénéfiques en ce qui concerne la tenue en fatigue). Très favorable sur le plan du dégazage, il trouve une large utilisation comme moyen de préparation en technique du vide.

milieu dispersif. Un milieu est dit dispersif vis-à-vis d'un phénomène déterminé, si la vitesse de phase correspondante est fonction de la pulsation ou du nombre d'onde.

minage. *n.* *Voir* chargement.

mine. *n.* 1° Entreprise qui a pour objectif d'exploiter un gisement de substance concessible (combustibles fossiles, minerais métalliques). 2° Ensemble des travaux de l'exploitation. 3° Trou foré dans la roche pour y introduire un explosif (on dit aussi *trou de mine*).

minerai. *n.* Roche naturelle présentant un intérêt économique grâce aux minéraux utiles qu'elle contient en quantité notable.

minerai polymétallique. Minerai complexe dont on peut séparer, par des opérations minéralurgiques adéquates, plusieurs concentrés métalliques différents.

minéralurgie. *n.* Ensemble des opérations physicochimiques de premier traitement du minerai à sa sortie de la mine pour en faire un produit commercialisable (préparation mécanique et concentration).

mise au mille. Quantité de matière à prendre au départ pour obtenir 1 000 kg de produit utilisable, *p. ex.*, après transformation sur un train de laminoirs.

monocouche. *n.* Constituant élémentaire d'un matériau composite stratifié formé d'une mince couche de matrice avec un seul renforcement : soit une trame de fibres unidirectionnelle, soit un tissu, soit un mat.

monomère. *n.* Composé chimique à partir duquel se constitue une chaîne ou un réseau macromoléculaire par polymérisation.

morphologie. *n.* Caractérise la forme des particules de poudre ; selon le mode d'élaboration des poudres, on précise cette forme en usant des terminologies suivantes : poudres en paillettes, soucoupes, aiguilles ; sphérules ; poudre d'éponge ; poudre dendritique.

mur. *n.* Terrain géologiquement plus ancien que le minerai (généralement situé en dessous).

N

niveau de Fermi. Représente l'énergie maximale du dernier niveau occupé lors du remplissage des bandes d'énergie électronique dans un solide.

nombres quantiques. Certaines grandeurs physiques ne sont pas susceptibles de variation continue. Elles prennent un certain nombre de valeurs bien précises. Chacune de ces valeurs est caractérisée par un nombre appelé nombre quantique. *Ex. :* 1) L'énergie de l'électron de l'atome d'hydrogène est de la forme : $E = E_0/n$ (n nombre entier) ; 2) l'énergie d'un oscillateur harmonique est $E = h\,(v + 1/2)$; v est le nombre quantique de vibration, nombre entier positif.

O

oolithe. *n.* Particule de forme ellipsoïdale, de dimension inférieure à 2 mm, constituée de deux parties : un noyau et une enveloppe (cortex) formée de feuillets concentriques.

open pit (américanisme). Exploitation minière à ciel ouvert, présentant l'aspect d'une excavation conique à flancs en gradins.

opérateur minier. Entreprise qui effectue les travaux de reconnaissance et de développement sur un gisement, sans en posséder la propriété totale (les associés fournissant seulement des fonds).

orbitale ou **fonction d'onde.** Fonction mathématique des coordonnées de position d'une particule ; la norme de cette fonction représente la probabilité de présence de la particule.

organométalliques. *n.* (dépôt chimique en phase gazeuse). Combinaisons organiques (acétylacétonate, triisobutyle, etc.) utilisées en CVD pour déposer par pyrolyse à basse température des matériaux tels que Al, Cu, etc.

orthotropie. *n.* En terme de mécanique, désigne un type de symétrie identique à la symétrie orthorhombique (3 plans de symétrie orthogonaux).

outils. *n.* Éléments actifs d'une machine d'abattage ; ce sont soit des *pics*, soit des *molettes*.

P

panneau de particules. Panneau reconstitué à base de copeaux calibrés (particules) dont la cohésion est assurée par un liant synthétique (résine, urée-formol ou phénol-formol habituellement). On emploie généralement deux techniques de fabrication, soit le pressage à chaud, soit l'extrusion.

paragenèse. *n.* Ensemble des minéraux constitutifs d'un minerai.

passivation. *n.* Phénomène qui traduit la formation, dans certains milieux chimiques, d'un film très mince et protecteur à la surface d'un métal ou d'un alliage et qui ralentit fortement la corrosion.

peau ou **semelle.** *n.* Dans une structure sandwich, couche de surface mince, rigide et résistante, recouvrant le cœur du sandwich.

pelle. *n.* Engin de chargement de la roche abattue, par un godet fixé à l'extrémité d'un bras mobile. A la différence du chargeur, la pelle ne se déplace pas pendant le chargement, le positionnement du godet étant assuré par la rotation du bras. Dans la *roue-pelle*, le godet unique est remplacé par une roue garnie de plusieurs godets sur toute sa périphérie.

pendage. *n.* Inclinaison d'une couche (ou d'un filon, ou d'une faille) par rapport au plan horizontal.

perçage. *n.* Opération de coupe permettant, par avance d'un outil rotatif appelé *foret*, de faire des trous cylindriques dans une pièce.

perméabilité magnétique. Coefficient de proportionnalité liant l'induction magnétique dans un matériau au champ magnétique dans lequel il est placé.

pertes diélectriques. Ensemble de l'énergie dissipée dans un diélectrique par induction ionique, orientation du dipôle, ou mouvements d'électrons libres.

pied de bain. Quantité minimale de métal liquide que l'on doit conserver dans un four pour permettre son fonctionnement ultérieur (après la coulée en particulier). *Par ex.*, dans les fours à induction d'élaboration, pour que le secondaire du transformateur constitué par le métal proprement dit permette la circulation du courant, il faut maintenir une certaine quantité de métal liquide.

piézo-électricité. *n.* L'application d'une compression sur un cristal de quartz à faces métallisées fait apparaître une différence de potentiel. L'inverse existe également.

piézo-électrique. *adj.* Qualifie un matériau dont la polarisation électrique peut être modifiée par une contrainte mécanique.

pilier. *n.* Roche laissée en place entre deux chambres dans une phase initiale de l'exploitation. Le pilier peut être constitué de minerai, auquel cas il est souvent réexploité dans une phase ultérieure.

placer. *n.* Gisement sédimentaire détritique, en général d'origine alluvionnaire, contenant des minéraux denses et/ou des métaux natifs (cassitérite, rutile, monazite, diamants, or, platine, etc.).

plastifiant. *n.* Additif qui, additionné à un thermoplastique, abaisse la température de ramollissement au point de transition vitreuse. Facilite, par exemple, la mise en place du béton hydraulique.

polarisation de concentration (électrolyse). En électrocristallisation, désigne un phénomène provoqué par l'appauvrissement de l'électrolyte en ions métalliques au voisinage immédiat de la cathode. Il limite la densité de courant cathodique à des valeurs au-dessus desquelles la croissance du dépôt devient anarchique, conduisant à une structure fragile dite « brûlée ».

polarisation électrique. Réponse d'un matériau à un champ électrique. Son analogue magnétique est l'aimantation.

polygranulaire (matériau). Matériau constitué de grains (de 1 μm à 1 000 μm) assemblés et soudés par des techniques de pressage et de cuisson. *P. ex. :* céramique.

pore. *n.* Espace vide dans certains matériaux, telles les céramiques.

porosité. *n.* Ensemble des pores (cavités ou canaux) présents au sein d'un aggloméré : représente donc le volume des trous microscopiques contenus dans un comprimé. On distingue la porosité ouverte (pores interconnectés et reliés à la surface libre) et la porosité fermée (pores isolés) : la somme de ces deux porosités représente la porosité totale. On distingue également : la *porosité initiale*, au sein de l'aggloméré ; la *porosité résiduelle*, au sein du fritté ; la *porosité primaire*, vides entre particules au contact après mise en forme par compression, la *porosité secondaire*, vides créés du fait de processus diffusionnels complexes.

poussières. *n.* Les poussières qui se trouvent dans l'atmosphère de la mine peuvent être nocives (silice pouvant provoquer la silicose), ou même explosives (poussières de certains charbons pouvant donner lieu à des explosions très violentes appelées *coups de poussières*).

pouvoir de répartition (propriété d'un dépôt). Souvent appelé de façon impropre « pouvoir de pénétration », désigne, pour un procédé de revêtement, l'aptitude plus ou moins grande de bâtir uniformément le dépôt sur un substrat de forme irrégulière. Dans le cas particulier de l'électrocristallisation, c'est une propriété qui varie avec le choix du matériau, de l'électrolyte et de certaines conditions opératoires (densité cathodique du courant, température, agitation, distance entre électrodes...). Ne doit pas être confondu avec le pouvoir couvrant, qui correspond à la capacité de déposer dans des orifices, surtout lorsque l'opération s'effectue avec une faible densité cathodique.

préparation mécanique. Ensemble des opérations de réduction de dimension et classification des blocs du minerai brut, par des moyens mécaniques (concassage, broyage, criblage, tamisage, cyclonage, etc.), pour le rendre apte à la concentration.

préréduction. *n.* Opération de réduction partielle du minerai de fer, généralement sur le lieu d'extraction, qui fait passer à l'état métallique une partie importante d'un minerai, le plus souvent à haute teneur en fer (la réduction est en général opérée par du gaz naturel).

prise de fer. Différence entre l'épaisseur du produit avant une passe de laminage et après cette passe.

prix producteur. Prix auquel les fondeurs de non-ferreux vendent effectivement le métal qu'ils produisent.

produit national brut. Valeur globale des services et des biens, effectués ou produits dans un pays au cours d'une année.

produit pouzzolanique. Produit susceptible de faire prise et de durcir sous l'eau en présence de chaux (et notamment en présence de la chaux libérée par l'hydratation du ciment) ; *p. ex. :* laitiers, cendres volantes récupérées des centrales thermiques ou pouzzolanes naturelles.

puissance. *n.* Épaisseur d'une couche ou d'un filon.

puits. *n.* Accès au gisement à partir de la surface. Les puits sont toujours verticaux ou peu inclinés sur la verticale.

purgeage. *n.* Élimination de blocs de roches instables sur les parois des chantiers, soit manuellement, à l'aide d'une pince à purger, soit mécaniquement, à l'aide d'une purgeuse ou « machine à purger ».

pyrométallurgique. *adj.* Qualifie un traitement d'extraction d'un métal, à partir de son concentré, faisant intervenir une fusion.

Q - R

quartier. *n.* Dans une mine souterraine, secteur d'extraction de dimensions restreintes.

quotas d'exportation. Quantités réglementairement fixées pour l'exportation d'une matière première (selon la politique poursuivie, il s'agira de minima ou de maxima).

recristallisation. *n.* Apparition de nouveaux grains dans un matériau écroui, conduisant à un édifice cristallin entièrement nouveau contenant une faible densité de dislocations.

recyclage. *n.* Retour d'un déchet ou d'un débris à son circuit d'origine. *P. ex. :* chutes de fonderie d'aluminium ou vieux emballages en feuilles d'aluminium récupérés et renvoyés dans une fonderie d'affinage d'aluminium.

relaxation. *n.* Variation de la contrainte nécessaire pour maintenir une déformation constante.

remblayage. *n.* Action de remplir un vide avec un matériau stérile.

rente minière. Profits exceptionnellement élevés, retirés par une entreprise de l'exploitation d'un gisement particulièrement riche et/ou facilement valorisable.

réserves. *n.* Tonnage de minerai reconnu exploitable dans des conditions économiques données.

résilience. *n.* Aptitude d'un matériau à résister aux chocs.

ressources. *n.* S'agissant de substances minérales, désignent l'ensemble des quantités de minerais connues ou à découvrir dans l'écorce terrestre, et pouvant être exploitées actuellement ou dans l'avenir.

restauration. *n.* Réarrangement des dislocations dans un matériau écroui, conduisant à des annihilations, donc à une diminution de la densité de dislocations, et souvent à la formation de sous-joints.

retrait. *n.* Contraction de l'aggloméré qui découle du frittage et plus particulièrement de l'élimination de la porosité ; on parle de retrait linéaire ou de retrait volumique.

retrait du béton. Diminution relative du volume apparent ou de la longueur d'une pièce de béton.

retrait hydraulique du béton. Phénomène résultant à la fois d'une contraction de la phase solide et d'une diminution de la porosité du béton. Peut se produire en l'absence d'hydratation et correspond, généralement, à une évaporation de l'eau interne.

rhéologie. *n.* Branche de la physique étudiant la déformation ou l'écoulement de la matière.

riblon. *n.* Chute d'acier produite au cours des opérations sidérurgiques ; peut être recyclée en aciérie.

rigidité diélectrique. Champ électrique le plus élevé susceptible d'être appliqué à un matériau sans provoquer son claquage.

roche-minerai. *n.* Roche dont il est possible d'extraire plusieurs concentrés métalliques, et dont les constituants non métalliques sont eux-mêmes valorisables pour des usages industriels.

S

salbande. *n.* Zone argileuse située parfois aux épontes d'un filon.

sandwich. *adj.* Se dit d'une structure stratifiée particulière, composée de trois couches : un cœur épais, léger, à faibles caractéristiques mécaniques, enserré entre deux peaux minces, denses, à propriétés mécaniques élevées.

semelle. *n.* *Voir* peau.

semi-conducteur. *n.* Matériau caractérisé par une résistivité intermédiaire entre celle des isolants et celle des métaux.

serre-flan. *n.* Outillage servant à tenir en place le produit (flan) pendant sa déformation.

siccatif. *adj.* Caractérise un produit liquide susceptible de durcir par polymérisation lors d'un séchage

à l'air libre. De nombreuses exsudations végétales sont des huiles siccatives.

skarn. *n.* Roche formée de silicates calciques fréquemment ferrifères et/ou magnésiens, souvent organisée en zone monominérale, toujours à limite nette et due à des phénomènes de métasomatose en milieu carbonaté.

skin-pass. *n.* Passe de laminage de finition destinée à durcir le métal en surface et à en améliorer l'aspect extérieur.

slabbing. *n.* Laminoir transformant les lingots en brames.

sole. *n.* Partie inférieure d'un four sur laquelle est placée la charge ou les pièces à traiter.

sollicitation. *n.* En construction, dans le calcul des ouvrages, une sollicitation est un effort ou un moment résultant d'une *action* (*voir* ce mot).

solution solide. Matériau solide cristallisé dans lequel la majorité des atomes sont d'une nature donnée (solvant) et quelques atomes d'une autre nature (soluté) sans être décelables par des moyens visuels ou microscopiques.

soutènement. *n.* Tout dispositif qui permet de consolider les parois des excavations creusées par le mineur. Le *soutènement marchant* est constitué par un ensemble de vérins hydrauliques, calés entre toit et mur, et dont le déplacement est assuré par d'autres vérins hydrauliques.

spectre de charge. Dans une construction en service, c'est le diagramme des forces subies en fonction du temps. Ces forces ne sont pas constantes et elles ont souvent une certaine périodicité.

sphérolite. *n.* Texture de cristallisation à symétrie radiale, fréquemment rencontrée dans les polymères semi-cristallins.

spiegel (fonte spiegel, de l'allemand *Spiegeleisen :* « fer à miroir »). Fonte au manganèse (Mn inférieur à 25 %), à cassure très brillante, élaborée en haut fourneau ou par électrothermie.

statut du mineur. Ensemble de dispositions légales et réglementaires qui régissent le métier de mineur et qui comportent des avantages spécifiques (durée du travail, avantages en nature, etc.), pour en compenser la pénibilité.

stérile. *adj.* Qualifie une roche sans intérêt économique à l'endroit et à l'époque considérés.

stot. *n.* Partie de gisement volontairement abandonnée pour maintenir la stabilité de certains édifices en surface (carreau, ouvrages surplombant le gisement) ou au fond (galeries d'accès, puits).

stratifié. *adj. Voir* composite stratifié.

stratiforme. *adj.* Se dit d'une concentration minérale concordante ou subconcordante avec la stratification de la roche encaissante.

substrat. *n.* (terme courant en traitement des surfaces). Pour le praticien en traitement des surfaces, le substrat est le matériau qui va être soumis à une opération de modification de surface par apport ou enlèvement de matière.

supraconductivité. *n.* Disparition complète de la résistivité de certains matériaux à très basse température.

surrégénérateur. *n.* Type de réacteur nucléaire, dit « à neutrons rapides », utilisant un combustible riche (uranium très enrichi, plutonium) et du sodium fondu comme caloporteur, et qui peut produire plus de matière fissile, par transmutations, qu'il n'en est introduit au départ.

susceptibilité électrique. Coefficient de proportionnalité entre la polarisation d'un matériau et le champ électrique qui la produit.

sylviculture. *n.* Ensemble des techniques de type agricole employées pour permettre à la forêt de se développer tout en produisant un matériau ligneux apte à telle ou telle application (bois d'œuvre, papeterie, etc.).

T

tapures de trempe. Fissures provoquées dans une pièce métallique par l'importante dilatation qui accompagne la transformation martensitique.

taux de découverture. Dans l'exploitation à ciel ouvert, nombre de mètres cubes de stériles à déplacer pour rendre accessible un mètre cube de minerai.

taux de défruitement. Rapport de la quantité de minerai abattu à la quantité de minerai en place dans un panneau, ou dans le gisement entier.

taux de réduction. Rapport entre la section initiale d'un produit et sa section après déformation (rapport de surfaces).

taxe parafiscale. Versement obligatoire, distinct par nature d'un impôt, qui est perçu sous l'autorité de l'État par un organisme agréé, sans toutefois apparaître au budget de l'État. La taxe parafiscale sur les granulats est perçue et gérée par le Bureau de recherches géologiques et minières.

ténacité. *n.* Caractéristique mécanique correspondant à la capacité d'un métal à résister à la rupture par fissuration. Parmi les différents paramètres de ténacité, le plus utilisé est le facteur critique d'intensité de contrainte K_{IC}.

teneur. *n.* Proportion de minéral utile, ou de métal, dans le minerai. La *teneur de coupure* est la plus basse teneur économiquement exploitable.

tenseur. *n.* C'est une forme multilinéaire formée avec les composantes de vecteurs appartenant à un espace vectoriel ou à son espace dual.

tension de vapeur (technique du vide). Pression partielle d'un gaz ou d'une vapeur dans le récipient qui contient ce gaz ou cette vapeur. Pour les matériaux utilisables en technique du vide, il est indispensable de connaître leur tension de vapeur en fonction de la température d'emploi.

terme. *n.* Vente ou achat au terme : opération de bourse dont l'exécution n'intervient effectivement qu'au terme d'une période de durée convenue (un à trois mois), commençant au jour auquel l'ordre a été passé.

terpènes. *n.* Corps de formule générale $(C_5H_8)_n$, cycliques ou non, qui sont des constituants de nombreuses sécrétions végétales (résines, huiles, gommes, etc.). Ils polymérisent très facilement avec pour motif monomère (théorique) l'isoprène C_5H_8.

théorie des bandes. Théorie électronique des solides qui consiste à expliquer la formation de bandes d'énergie à partir des niveaux atomiques.

thermo-ionique (émission). Électrons émis par un corps porté à haute température.

thermoplastiques. *n.* Polymères constitués de chaînes macromoléculaires non liées entre elles, et pouvant être déformés plastiquement au-dessus d'une certaine température.

tir. *n.* Opération d'abattage à l'explosif qui comporte le chargement des coups de mine, l'amorçage et la mise à feu.

tissu de renforcement. La plupart des fibres de renforcement s'utilisent aussi tissées, avec diverses armures, seules ou en mélange. Un *tissu équilibré* comporte autant de fibres de chaîne que de fibres de trame, de même nature. Un *tissu unidirectionnel* a des fils de trames très espacés.

titre. *n.* Grandeur servant à caractériser la finesse d'un fil ou d'une fibre. Les unités de titre les plus employées sont le *décitex* et le *denier*.

toit. *n.* Terrain géologiquement plus récent que le minerai (donc généralement situé au-dessus).

torseur. *n.* En tout point d'un corps, le système des forces extérieures appliquées peut être remplacé par le torseur équivalent : la résultante générale et le moment résultant en ce point.

tournage. *n.* Opération de coupe destinée à obtenir un produit axisymétrique ou fileté.

train de laminoirs. Ensemble composé d'une ou de plusieurs cages de laminoirs successives permettant d'effectuer toute une phase de laminage (*p. ex.*, du bloom à la billette).

transition vitreuse. Point de transition thermique au-dessous duquel le matériau se comporte comme un verre, et au-dessus duquel il se déforme comme un caoutchouc ou une pâte.

travaux préparatoires. Ensemble des travaux d'accès aux différentes parties du gisement et de découpage des panneaux à exploiter. Cette dernière phase s'appelle aussi traçage.

travers-banc. *n.* Galerie qui recoupe les bancs ou couches.

tréfilage. *n.* Opération de mise en forme consistant à réduire le diamètre d'un fil en le tirant à travers une filière.

trempe. *n.* Traitement qui consiste à chauffer un alliage pour l'amener à l'équilibre à la température considérée puis à le refroidir très rapidement pour éviter toute transformation au cours du refroidissement. Ce traitement permet d'obtenir la martensite.

tube à rayons X. Un pinceau d'électrons accélérés par un champ électrique sous vide bombarde une cible métallique (anticathode). L'énergie cinétique des électrons se transforme pour une faible part en rayonnement X et pour une part importante en chaleur.

typologie. *n.* Méthode de caractérisation et de classification des gisements par types, à partir de critères relatifs au minerai et à son environnement géologique. *Par ext. :* le résultat de cette classification.

U

usinage. *n.* Toute opération de mise en forme par enlèvement de matière. Principaux procédés : découpage, cisaillage, coupe, travail par abrasion, usinage physico-chimique.

usinage par abrasion. Toute opération de mise en forme par enlèvement de microcopeaux. Principaux procédés : travail à la meule (meulage, rectification) et finition à l'abrasif (rodage, polissage).

V

valence. *n.* Nombre d'électrons qu'un atome peut capter ou céder pour atteindre la structure électronique au gaz rare qui lui est proche. *P. ex. :*

$$Cl_2 + 2e^- \rightarrow 2cl^-$$

valorisation. *n.* Opérations effectuées sur un minerai tout-venant, en vue d'obtenir un produit plus pur et plus riche. *Syn. :* enrichissement, concentration.

verre. *n.* 1° Matériau amorphe. 2° En terme de matériau composite, utilisé pour « fibre de verre ». Fil composé de filaments obtenus généralement à la filière. *Verre E* : fibre de qualité courante. *Verre R, verre S* : fibres de hautes qualités mécaniques.

visco-élasticité. *n.* Un corps est dit visco-élastique si sa loi de comportement élastique fait intervenir le paramètre temps.

volcano-sédimentaire. *adj.* Se dit d'un gisement formé en milieu sédimentaire sous l'influence de phénomènes volcaniques dont on retrouve la trace dans les sédiments.

volée. *n.* Ensemble des coups de mine, disposés suivant un certain « schéma de tir », qui sont tirés en une seule fois grâce à un amorçage en série et une mise à feu le plus souvent électrique.

voûte. *n.* Partie supérieure d'un four ayant pour mission de réfléchir la chaleur à la surface du métal.

W - Z

Weiss (domaine de). Zone où l'aimantation d'un matériau est constante ; la division d'un matériau en domaines correspond au minimum de son énergie libre.

zone de raccordement. Volume reliant deux particules qui se soudent ; on utilise également les termes de pont, col, cou.

INDEX DES NOMS CITÉS

Les références sont données par l'indication du numéro de la page où se trouve le terme, suivi, le cas échéant, des lettres *a* et *b* se rapportant respectivement à la colonne de gauche et à la colonne de droite de chaque page.

Les références sont données, pour les illustrations, par le numéro de la page en caractères gras et, pour le texte, par le numéro de la page en caractères maigres pour une simple citation, et en italique pour un développement plus complet.

Pour les différentes variantes se rattachant à un même terme, un astérisque indiquera le renvoi à ce dernier. *Ex. :*

C.V.D.
* dépôt chimique en phase gazeuse
dépôt chimique en phase gazeuse (C.V.D.) 244, **244**, 246 a

E

F

G

H

I

J

K

L

M

U

V

W - Z

ERRATA

Page 86 - 2e paragraphe, lire :
Cette tâche a été confiée au B.R.G.M. (Bureau de recherches géologiques et minières, qui a le statut d'établissement public) ; les crédits affectés à cet inventaire s'élèvent à 125 millions de francs sur 5 ans (9 millions de francs engagés en 1975, 28 en 1976).

Page 86 - lignes 49 à 52, lire :
Le « *plan cuivre* » mis en place en 1973 a obtenu des crédits renforcés (10 millions de francs en 1973, 25 à 30 millions de francs/an depuis 1975).

Page 242 - dans la légende, lire :

A gauche, cellule pour revêtement localisé d'un connecteur (dorure après gravure).

Page 261 - colonne de droite,

— sous la 1e formule lire :
où a_i est l'activité de l'espèce *i*, et υ_i son coefficient stoechiométrique ; E_o est le potentiel standard.

— 2e formule :

$$\varepsilon = E_o - 0{,}059\ \text{pH} + \frac{RT}{ZF}\,\text{Log}\,\frac{(ox)}{(red)}$$

UNITÉS DE MESURE

Grandeur	Dénomination	Symbole	Équivalences	Dimension
Longueur	mètre mille	m	 1 852 m	L
Aire	mètre carré	m^2		L^2
Volume	mètre cube litre stère	m^3 l st	 10^{-3} m^3 1 m^3	L^3
Masse	kilogramme tonne	kg t	 10^3 kg	M
Temps	seconde	s		T
Fréquence	hertz	Hz		T^{-1}
Vitesse	mètre par seconde nœud	m/s	 1 mille par heure	LT^{-1}
Accélération	mètre par seconde carrée	m/s^2		LT^{-2}
Force	newton dyne	N dyn	 10^{-5} N	LMT^{-2}
Énergie, travail ou quantité de chaleur	joule erg watt-heure calorie thermie frigorie	J Wh cal th fg	 10^{-2} J 3 600 J 4,1855 J $4{,}1855 \times 10^6$ J $-4{,}1855 \times 10^3$ J	L^2MT^{-2}
Puissance	watt cheval-vapeur	W ch	 735 W	L^2MT^{-3}
Pression	pascal bar atmosphère centimètre de mercure	Pa atm. cm Hg	 10^5 Pa 1,013 25 bar 1 bar = 75 cm Hg	$L^{-1}MT^{-2}$
Viscosité (dynamique)	poiseuille poise	Pl Po	 10^{-1} Pl	L^{-1} MT^{-1}
Intensité de courant électrique	ampère	A		A
Force électromotrice et différence de potentiel	volt	V		$ML^2T^{-3}A^{-1}$
Résistance électrique	ohm	Ω		$ML^2T^{-3}A^{-2}$
Quantité d'électricité	coulomb	C		AT
Intensité de champ électrique	volt par mètre	V/m		$MLT^{-3}A^{-1}$
Flux magnétique	weber	Wb		$ML^2T^{-2}A^{-1}$
Température	degré Kelvin degré Celsius	°K °C	t (°C) = T (°K) — 273	
Intensité lumineuse	candela	cd		
Flux lumineux	lumen	lm		
Éclairement	lux	lx		
Luminance	candela par m^2	cd/m^2		
Activité nucléaire	$seconde^{-1}$ curie	s^{-1} Ci	 $3{,}7 \times 10^{10}$ s^{-1}	
Quantité de rayonnement X ou γ	rœntgen	R		

GRANDE ENCYCLOPÉDIE ALPHA DES SCIENCES ET DES TECHNIQUES

TECHNOLOGIE III

GRANGE BATELIÈRE, ÉDITIONS ATLAS, PARIS - ÉDITIONS KISTER, GENÈVE
ÉDITIONS ÉRASME, BRUXELLES-ANVERS



Publiée sous le haut patronage de :
Messieurs les professeurs :
Jean DORST, membre de l'Institut,
Charles FEHRENBACH, membre de l'Institut,
Roger HEIM, membre de l'Institut,
Monsieur l'amiral André JUBELIN,
Messieurs les professeurs :
Pierre LÉPINE, membre de l'Institut,
Louis LEPRINCE-RINGUET, de l'Académie française,
Jean-François LEROY, professeur au Muséum national d'histoire naturelle,
Henri NORMANT, membre de l'Institut,
Monsieur Jacques PICCARD, docteur ès sciences h.c.

Réalisation IDÉES ET ÉDITIONS
16, avenue de Friedland, 75008 Paris.

Comité de direction Simone DEVAUX,
Uberto TOSCO.

Rédaction Françoise MENU, Monique LIONS-GENTIL
Marie-Noëlle PAILLETTE.

Recherche de l'illustration Mathilde RIEUSSEC.

Mise en pages Tito TOPIN et Serge BROCHE.

Illustrations techniques Richard COLIN.

Coordinateur des dessins Mario LOGLI.

Fabrication Sylvia COLIN, Jocelyne TÉPÉNIER.

Directeur de la publication Bernard BOSC.

Les schémas portant la référence Richard Colin
ont été réalisés d'après des croquis fournis par les auteurs.

Dans ce volume :

LA TECHNOLOGIE (III)
LES MATÉRIAUX

Structures et propriétés des matériaux
Matières premières d'origine minérale (non énergétiques)
Gisements de minerais et prospection minière
L'extraction des minerais. Mines et carrières
Principaux types de matériaux usuels
Technologie et exploitation des fours industriels

T. Poggio

Ont collaboré à ce volume :

pour les structures et les propriétés des matériaux :

G. BÉRANGER et F. MONTHEILLET, pour de l'atome au cristal.

G. BÉRANGER, pour les diagrammes d'équilibre.

F. X. de CHARENTENAY, pour la structure des polymères.

M. LEGRAND, pour les céramiques et les verres, et les propriétés électriques et magnétiques.

M. STASI, pour les propriétés mécaniques.

pour les matières premières d'origine minérale (non énergétiques) :

P. GENTILHOMME.

pour les gisements de minerais et la prospection minière :

R. SERMENT, en collaboration avec F. LAUZAC.

pour l'extraction des minerais et les mines et carrières :

M. DUCHÊNE, en collaboration avec C. CARON, J. FAVREAU, M. LEBRUN, E. TSEMO.

pour les principaux types de matériaux usuels

— pour les matériaux de construction :

M. BRACHET, en collaboration avec M. BARON et A. RAHARINAIVO.

— pour les matières plastiques :

F. X. de CHARENTENAY.

— pour les matériaux amorphes ; isolants :

A.-M. ANTHONY.

— pour les matériaux d'origine biologique :

G. KROTKINE.

— pour les matériaux composites :

G. VERCHERY.

— pour les métaux et alliages

Principes de l'élaboration des métaux :

C. FRANTZ.

Mise en forme des métaux :

J.-L. CHENOT, J. DURIAU, E. FELDER, D. FÉNOT, D. JOUANIQUE, B. LAVARENNE, F. MONTHEILLET.

G. CIZERON, pour la métallurgie des poudres.

G. BÉRANGER, C. LEMAITRE, pour les traitements thermiques.

R. DORÉ, pour les traitements de surface.

Contrôle et comportements des matériaux :

J. DRIOLE, pour les contrôles physico-chimiques — Analyse.

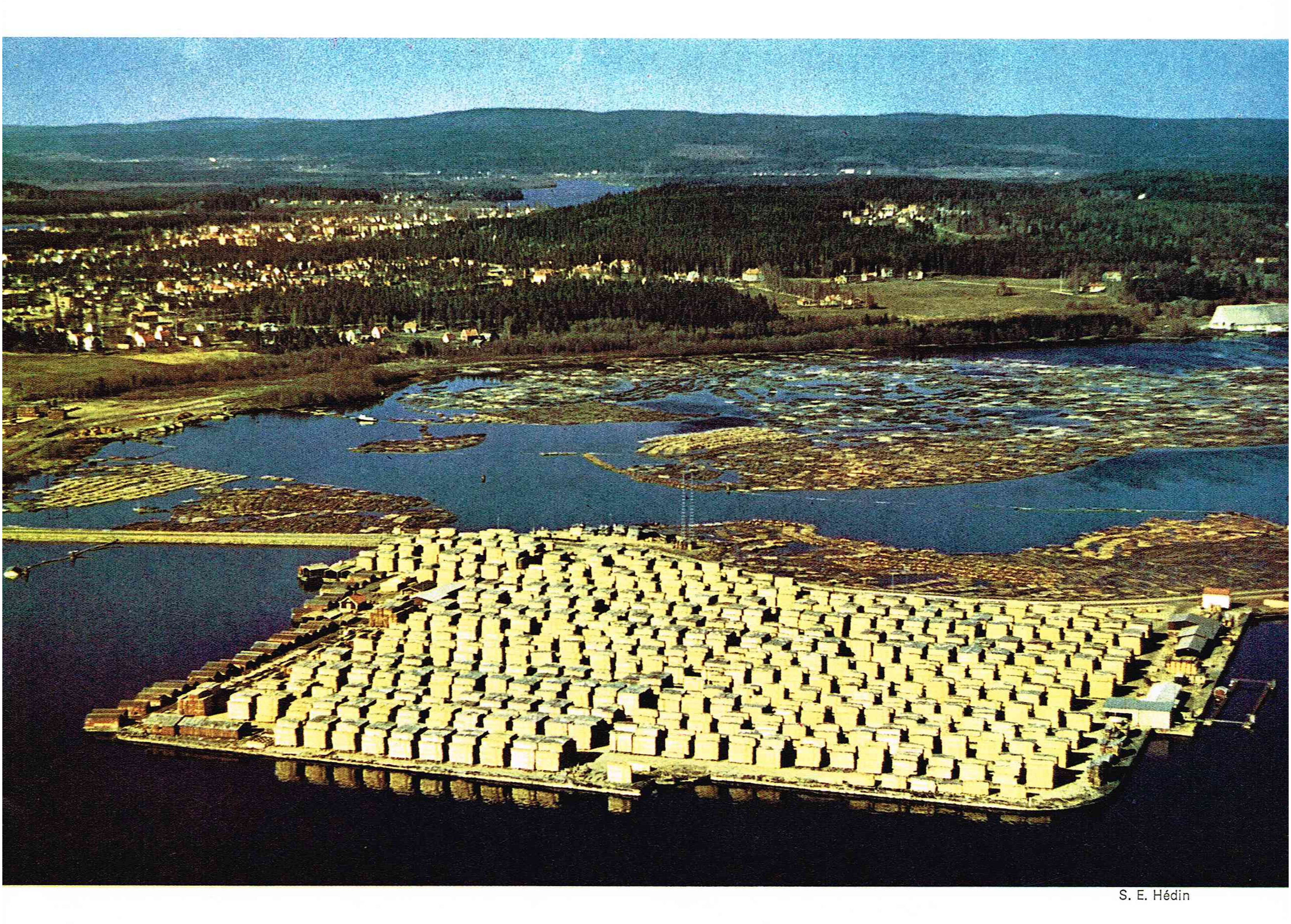
M. AUCOUTURIER, C. BATHIAS, G. BÉRANGER, pour le comportement des matériaux dans les conditions réelles d'utilisation.

pour la technologie et l'exploitation des fours industriels :

J.-L. THOUVENIN.

A.-M. ANTHONY, pour les fours en milieu oxydant.

Dépôt légal : 4e trimestre 1977.
Imprimé en Italie par I.G.D.A. Officine Grafiche, Novara.



S. E. Hédin

▲ *Scierie aux environs de Sundsvall, centre de l'industrie forestière suédoise. Au premier plan, dépôt de bois en cours de dessiccation.*

LES MATÉRIAUX - STRUCTURES ET PROPRIÉTÉS

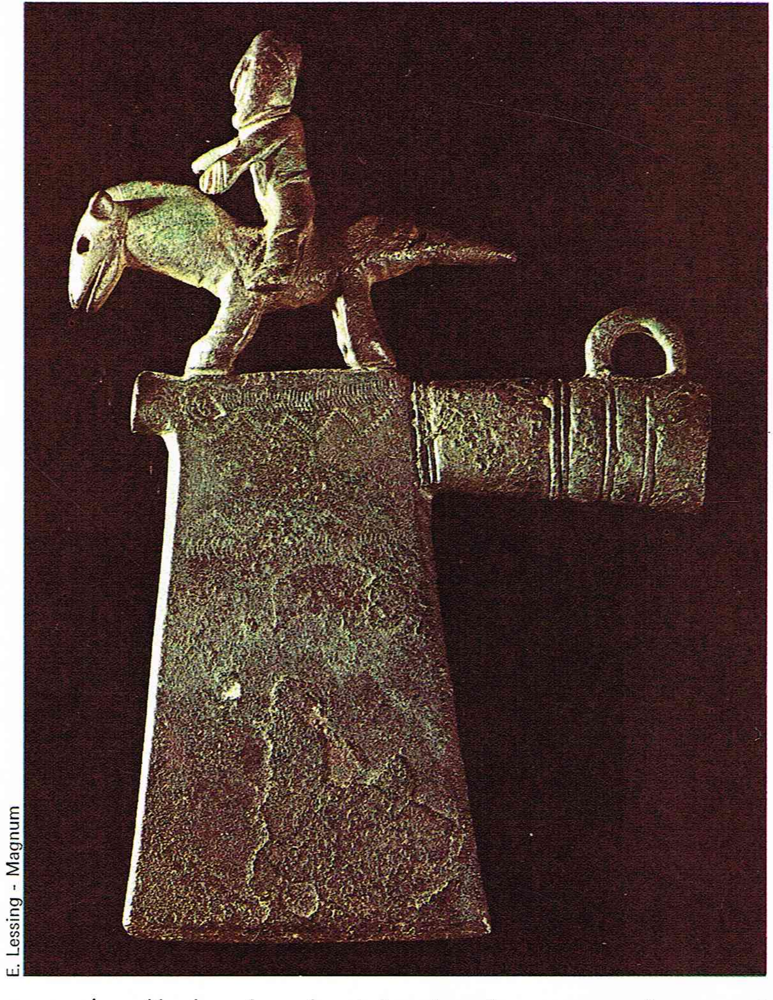
Les matériaux, l'homme les fabrique et les utilise chaque jour ; ils font donc partie de notre environnement et, à ce titre, il devrait être facile de les définir. Pourtant, des difficultés surgissent dès que l'on veut le faire d'une façon à la fois précise et complète. Dans une première approche, nous pouvons percevoir un matériau par le toucher ; il est aisé de se rendre compte que le qualificatif de « solide » est approprié. Selon la thermodynamique, l'état solide constitue l'un des trois états fondamentaux de la matière, les deux autres étant l'état gazeux et l'état liquide. Or il y a, à ce niveau, déjà, une difficulté à définir le terme « solide », car les différentes disciplines scientifiques en donnent des définitions différentes. Ainsi, selon les physiciens, ce terme doit être employé pour définir des corps dont les atomes constitutifs présentent un arrangement bien ordonné, c'est-à-dire les corps qui ont une structure cristalline. Or, les matériaux sont très variés ; ils comprennent notamment les métaux, les céramiques, les minéraux, les verres, les textiles, le bois, les polymères et les matériaux composites. Nous constatons ici que certains des matériaux énumérés ne peuvent répondre au terme de « solide » pris au sens physique, dans la mesure où ils ont une structure à caractère amorphe.

Donc, cette notion de matériau, si facile à percevoir, est en fait très variée. Dans un souci de clarification, les matériaux ont été classés pendant très longtemps en catégories distinctes que nous avons brièvement énumérées ci-dessus ; dans chacune de ces catégories se retrouvaient les matériaux qui présentaient de grandes similitudes du point de vue de leurs propriétés, de leurs méthodes d'élaboration et de leurs utilisations. Chaque catégorie était bien séparée des autres dans la mesure où elle avait sa propre nomenclature, sa méthodologie, ses normes. Toute comparaison s'avérait donc très difficile et empêchait toute présentation globale. Or pourquoi ces matériaux sont-ils si différents les uns des autres dans leur aspect ? Pourquoi ont-ils des propriétés mécaniques, physiques, électriques (tableau I) *différentes ? Pour tenter de répondre à de telles questions, une science nouvelle, dite des matériaux, est apparue ; elle a pour but, compte tenu de tout l'acquis scientifique, de développer une théorie unifiée des matériaux en partant d'un niveau fondamental, à savoir celui de la constitution de la matière, et d'expliquer leurs propriétés en termes de structure : expliquer, par exemple, pourquoi tel corps est ductile ou fragile, tel autre isolant ou conducteur, etc.*

Tableau I

Résistivité électrique de quelques matériaux à la température ambiante

Résistivité (en ohms)	Nature du matériau	Désignation
10^{18}	Polyéthylène	Isolants
10^{15}	Sélénium amorphe	
10^{8}	Bromure d'argent	Semi-conducteurs
10^{4}	Silicium pur	
10^{2}	Germanium pur	
1	Germanium dopé (transistor)	
10^{-4}	Bismuth	
10^{-5}	Nickel	Métaux
10^{-6}	Argent, cuivre	



E. Lessing - Magnum

▲ *Tableau I : résistivité électrique de quelques matériaux à la température ambiante. Hache d'apparat en bronze (850-450 av. J.-C.) [Naturhistorisches Museum, Vienne].*

Cependant, la théorie est plus ou moins développée suivant les domaines concernés, ce qui empêche, là encore, une présentation globale et complète des matériaux. Il faut en effet remarquer que, si les matériaux conditionnent la vie de l'homme et sont de tout temps étroitement associés aux progrès de la civilisation, la science des matériaux est en revanche une science encore jeune. Cela tient au fait que l'homme a disposé pour satisfaire ses besoins de matériaux indispensables comme l'argile, le bois, la laine, etc., qu'il trouvait aisément dans la nature. Il est d'ailleurs significatif de constater que certaines peuplades vivant encore actuellement à l'état « primitif » utilisent toujours ces seuls matériaux. Puis, l'homme a pris conscience qu'il pouvait les transformer pour en obtenir d'autres dont les propriétés étaient plus intéressantes ou différentes. Les premières transformations furent ainsi opérées sur les céramiques par des traitements de cuisson.

De même, après avoir utilisé tout d'abord les métaux à l'état natif comme le cuivre, l'homme en vint à extraire les métaux des minerais, puis à faire des alliages. Ainsi le bronze, alliage de cuivre et d'étain, fut mis au point 3 000 ans av. J.-C. Au bronze succédèrent le fer, l'acier et la fonte, puis apparurent les premières méthodes de mise en forme des métaux et alliages. Pendant des siècles, on utilisa essentiellement les mêmes méthodes et les mêmes alliages. C'est surtout à la fin du XIXe siècle et au début du XXe siècle que de nouveaux alliages furent inventés pour répondre à des conditions d'utilisation spécifiques ; toutefois, des raisons technologiques en limitèrent le développement. Ainsi, les aciers inoxydables qui avaient été découverts en 1821 par Bertier (il avait constaté l'effet bénéfique du chrome sur la résistance du fer à la corrosion) ne furent développés industriellement qu'au début du XXe siècle ; jusque-là, le ferrochrome dont on disposait était trop carburé pour être utilisé comme matière première. On voit comment le développement de nouveaux alliages est très lié au niveau des connaissances.

Les matériaux sont très nombreux et très divers. Leur consommation annuelle en France, par exemple, donne lieu à un classement qui est différent suivant que l'on considère le chiffre d'affaires, le volume ou le tonnage ; en effet, de nombreux paramètres interviennent dans cette comparaison : le prix des matières premières, de l'élaboration et de la transformation des matériaux, les propriétés comme la densité, etc. Lorsque l'ingénieur doit choisir un matériau pour une application donnée, les facteurs technologiques et économiques guident son choix ; mais certaines propriétés sont spécifiques, d'où parfois l'existence de contraintes qui orientent ce choix. La concurrence entre les matériaux, donc entre les secteurs économiques, est très dure.

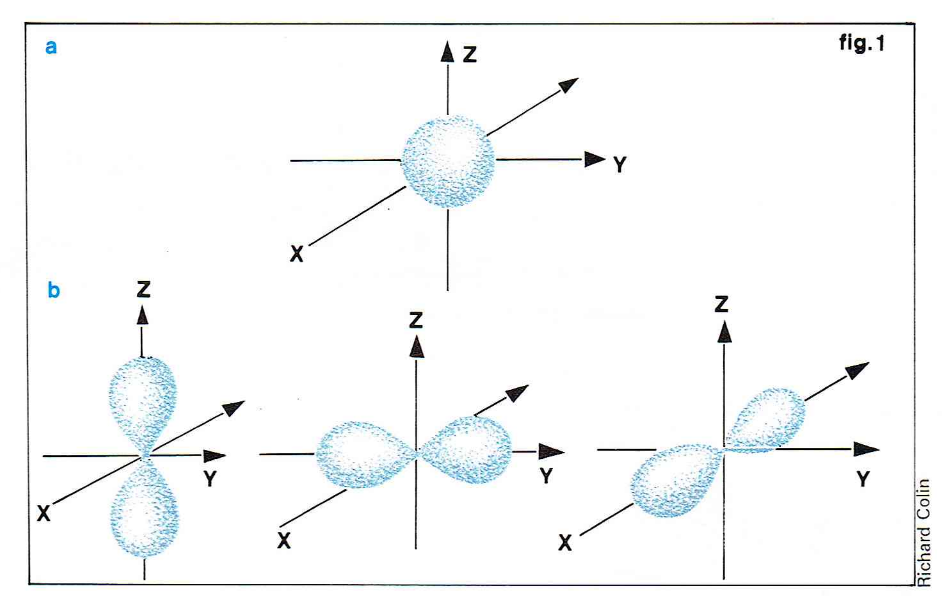
Pour tous les matériaux, même les plus traditionnels, les progrès survenus permettent d'améliorer leurs propriétés et d'élargir ainsi leurs marchés ou d'en ouvrir de nouveaux. Le classement varie donc énormément d'une année à l'autre ; certains matériaux connaissent des progrès spectaculaires, comme les matières plastiques. Toute nouvelle découverte peut donc à tout moment bouleverser le marché.

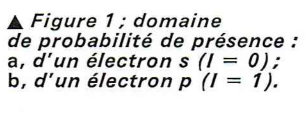
DE L'ATOME AU CRISTAL

L'atome

L'ambition de la science des matériaux est d'établir une relation entre leurs propriétés macroscopiques et leur structure microscopique : arrangement des atomes, imperfections dans cet arrangement, forces interatomiques. Les matériaux que nous utilisons chaque jour et ceux qui nous entourent sont en fait des arrangements plus ou moins parfaits d'atomes identiques ou différents. Le type d'arrangement dépend de la nature des atomes et des liaisons qui les unissent.

La structure de l'atome a été traitée en chimie. Rappelons seulement que l'atome est formé d'un noyau entouré d'électrons qui se répartissent en diverses couches et qui sont caractérisés par des nombres quantiques *n, l, m, s*. Ils sont en mouvement continuel sur des trajectoires appelées orbitales, et leur localisation n'est définie que par une probabilité de présence liée au carré de la fonction d'onde; leur énergie varie de manière discontinue de niveau en niveau.




▲ *Figure 1 ; domaine de probabilité de présence : a, d'un électron s (l = 0) ; b, d'un électron p (l = 1).*

Les liaisons chimiques

La façon selon laquelle un atome se liera à un autre atome dépendra très étroitement de la symétrie de la trajectoire des électrons périphériques. Ainsi, suivant la symétrie des domaines de probabilité de présence (*fig.* 1), les liaisons interatomiques seront non orientées ou, au contraire, orientées, ce qui aura une influence très grande sur la structure des « assemblages » d'atomes et sur les propriétés des matériaux, puisqu'elles dépendent étroitement du type de liaison. La connaissance actuelle de la structure atomique et de la liaison chimique doit beaucoup aux travaux de savants prestigieux, créateurs de la théorie des quanta, qui, notamment au cours des Conférences de physique Solvay, firent le point sur leur nouvelle vision de la matière.

Lorsque plusieurs atomes sont en présence, des forces d'attraction et de répulsion s'exercent entre eux. Les premières étendent leur influence sur des distances de plusieurs diamètres atomiques, alors que les secondes ne jouent un rôle qu'aux très faibles distances. Cela explique notamment les difficultés rencontrées pour comprimer la matière dans son état condensé et, en particulier, à l'état solide. Pour une certaine distance optimale entre les atomes, il y a équilibre entre ces forces, et l'énergie potentielle est minimale. La force de liaison F entre des atomes peut être exprimée approximativement par l'équation :

$$F(r) = \frac{A}{r^M} - \frac{B}{r^N} \qquad (N > M)$$

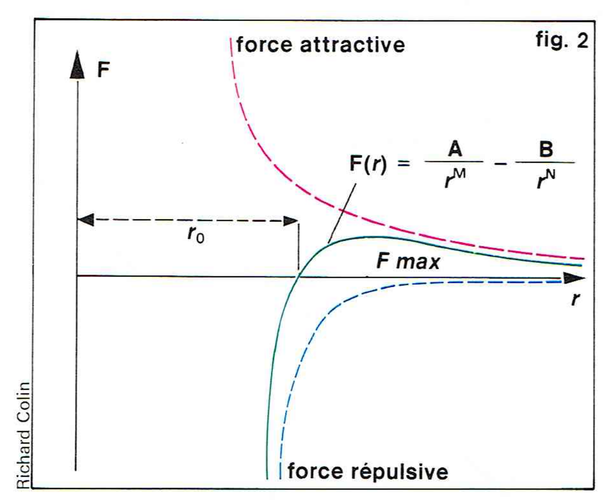
où r représente la distance interatomique mesurée entre les centres des atomes; A, B, M et N sont des constantes qui dépendent du type de liaison. La *figure* 2 montre la force résultante des deux forces élémentaires; la position d'équilibre correspond à la distance r_0 pour laquelle cette force résultante est nulle : r_0 varie de 1 à 4 Å suivant le type de liaison ; l'énergie potentielle y est minimale.

Dans un solide, les atomes sont disposés suivant un ordre régulier tridimensionnel définissant le réseau cristallin, où chaque atome est maintenu à sa position d'équilibre par le jeu des forces de cohésion qu'exercent sur lui ses voisins. Par rapport à cette position, l'atome peut se déplacer légèrement, mais moins librement qu'il ne le ferait à l'état gazeux ou même à l'état liquide. On peut, d'une façon imagée, représenter les atomes par des boules empilées et rattachées les unes aux autres par des ressorts (*fig.* 3) qui matérialisent les forces de cohésion; tous les atomes peuvent vibrer autour de leur position d'équilibre. C'est ce mouvement de vibration qui définit la température du corps solide.

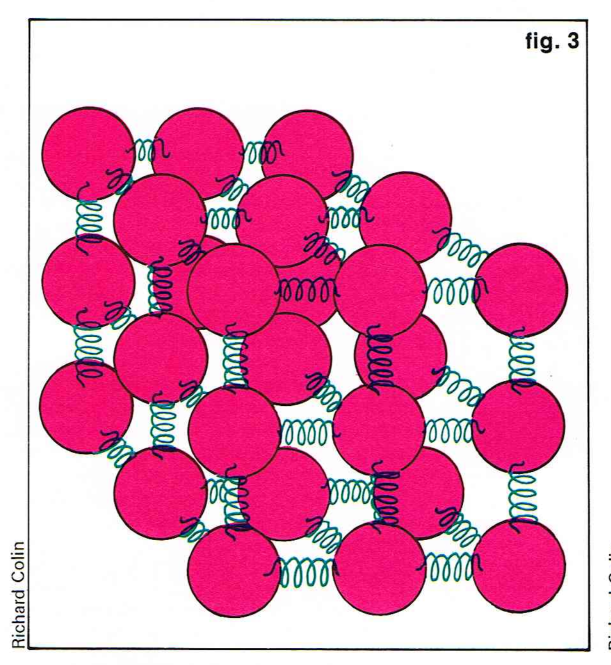

Collection Roger-Viollet

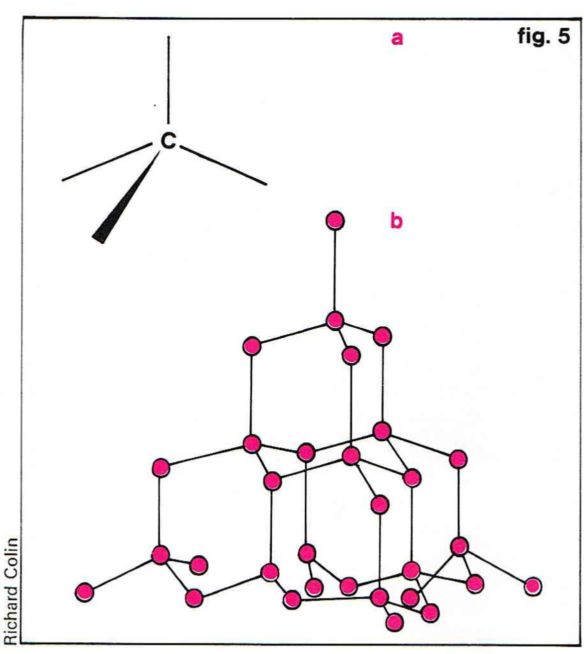
◀ *Conseil de physique Solvay à Bruxelles en 1911 ; debout de gauche à droite : Goldschmidt, Planck, Rubens, Sommerfeld, Lindemann, de Broglie, Knudsen, Hasenhorl, Hostelet, Herzen, Jeans, Rutherford, Kamerlingh, Onnes, Einstein, Langevin, Assis de gauche à droite : Nernst, Brillouin, Solvay, Lorentz, Warburg, Perrin, Wien, Madame Curie et Poincaré.*

▶ *Figure 2 : force interatomique* F *en fonction de la distance interatomique r.*



▶ *Figure 3 : forces de cohésion schématisées par des ressorts qui maintiennent les atomes de cristal (d'après K. Mendelssohn).*
Figure 5 : a, carbone tétraédrique ; b, structure du diamant.





résulte que la distance d'équilibre stable de l'atome dans tout solide correspond à une configuration d'énergie potentielle minimale. Pour écarter l'atome de cette position d'équilibre, il faut fournir de l'énergie au système. L'énergie de liaison est l'énergie nécessaire pour séparer totalement les atomes. Cette énergie est donnée par l'expression :

$$U(r) = \int_{r_0}^{\infty} F(r)\, dr,$$

soit encore l'aire de la surface sous-tendue par la courbe F (r) depuis la position d'équilibre r_0 jusqu'à l'infini.

La nature de la liaison entre deux ou plusieurs atomes, c'est-à-dire l'origine des forces mises en jeu, conduit à distinguer plusieurs cas.

Les liaisons directionnelles

Si nous considérons deux atomes, il peut y avoir partage des électrons de liaison entre deux noyaux, formant ainsi une liaison résistante nommée la *liaison covalente*. La distribution spatiale des électrons est modifiée, que les orbitales soient de type *s*, *p* ou *d* (*fig.* 4) ; elle est commune aux deux atomes. Cette mise en commun d'électrons est possible, que les atomes soient de même nature ou de nature différente.

L'énergie potentielle entre deux atomes est définie comme le travail fourni par les forces agissantes quand le système revient à une configuration donnée :

$$U = \int F(r)\, dr = \int \left(\frac{A}{r^M} - \frac{B}{r^N}\right) dr$$
$$= -\frac{a}{r^m} + \frac{b}{r^n}$$

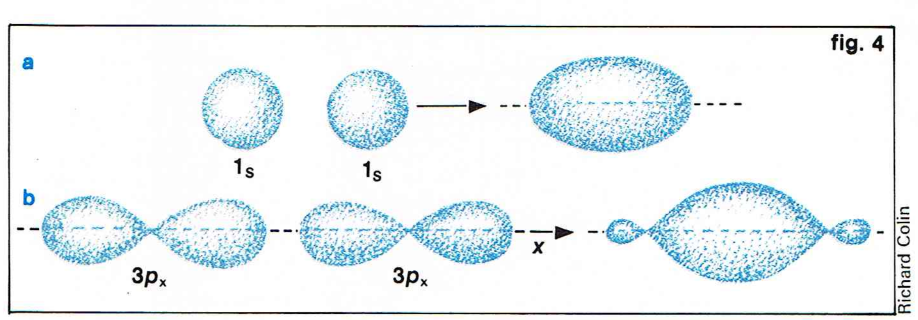
a et b sont deux constantes liées à A et B ; $m = M - 1$, et $n = N - 1$ (d'où $n > m$, car $N > M$).

$\frac{dU(r)}{dr} = F(r)$; pour $r = r_0$, $F(r) = 0$. De plus,

$$\frac{d^2U(r)}{dr^2} = \frac{dF(r)}{dr}.$$

Cela représente la pente de la tangente à la courbe F (r). Pour la position $r = r_0$, cette pente est positive. Il en

▼ *Figure 4 : orbitales moléculaires par mise en commun d'électrons ; a, cas de la molécule d'hydrogène ; b, cas de la molécule de chlore.*



La liaison covalente est très fréquente. Ainsi, dans l'eau, il y a partage des électrons entre deux orbitales $2p$ de l'oxygène et les orbitales $1s$ de deux atomes d'hydrogène. De même, dans le diamant, qui est constitué de carbone, chaque atome est hybridé sp^3, c'est-à-dire que les quatre électrons de la couche de valence occupent quatre orbitales hybrides dont les axes font entre eux des angles de 109° 28'. Le carbone est tétravalent. Chaque atome de carbone échange donc quatre liaisons de force égale avec quatre atomes de carbone voisins ; ces quatre liaisons dessinent un tétraèdre régulier (*fig.* 5) ; on obtient ainsi une structure très rigide et très dure. D'une façon générale, le nombre de liaisons possibles pour un atome donné est limité par la valence de l'atome et, de plus, la liaison est directionnelle, c'est-à-dire que l'angle formé entre les liaisons est déterminé.

Ce type de liaison se retrouve également dans les composés à base de carbone et d'hydrogène. Le composé le plus simple est le méthane CH_4, obtenu en plaçant des atomes d'hydrogène aux sommets du tétraèdre ; on peut aussi unir deux carbones entre eux en assemblant les tétraèdres par le sommet, et obtenir C_2H_6, l'éthane ; puis trois carbones, on obtient le propane C_3H_8, et ainsi de suite ; on peut encore assembler les tétraèdres par une arête ou par une face. On obtient ainsi toute une variété de composés avec des liaisons simples, doubles ou triples, qui peuvent constituer de longues chaînes. La liaison

covalente est localisée et dirigée dans l'espace. De plus, il résulte des propriétés de cette liaison que les composés covalents n'ont pas d'électrons libres : ils sont donc de mauvais conducteurs de la chaleur et du courant électrique.

Les molécules covalentes se comportent souvent comme des dipôles électriques; cela provient du fait que les barycentres des charges positives et négatives ne sont pas confondus. Dans la molécule d'eau, par exemple, qui est une molécule coudée, la charge négative est proche de l'oxygène, alors que la résultante des charges positives est située entre les atomes d'hydrogène (*fig.* 6). Ce dipôle peut attirer d'autres dipôles ou être attiré par des ions (cas de l'hydratation ou, plus généralement, de la solvatation). Ces liaisons sont également orientées. Du fait de sa petite taille, l'hydrogène joue un rôle particulier comme pôle positif : c'est ce qu'on appelle la *« liaison hydrogène »,* qui se manifeste dans le cas de la glace. Il s'agit d'une liaison faible.

Les liaisons non directionnelles

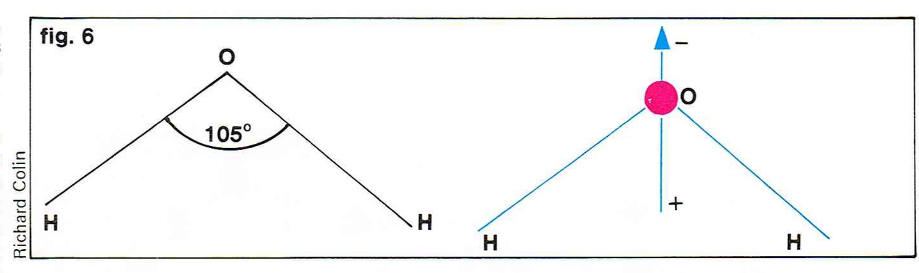
Deux liaisons répondent à cette caractéristique : la liaison ionique et la liaison de Van der Waals. Certains atomes ont une grande affinité pour les électrons : ils sont électronégatifs. Ils vont donc avoir une forte tendance à s'ioniser négativement. C'est le cas des métalloïdes et plus particulièrement des halogènes (éléments de la septième colonne de la classification périodique : fluor, chlore, brome et iode). Au contraire, d'autres éléments auront une forte tendance à céder un ou plusieurs électrons et donc à s'ioniser positivement; ils sont électropositifs. Ce caractère plus ou moins électronégatif ou, au contraire, plus ou moins électropositif des éléments est caractérisé par une valeur dans l'échelle dite de Pauling. La proximité de deux ions de charges opposées va entraîner une attraction, d'où une force de liaison d'origine coulombienne : c'est la *liaison ionique*. En fait, le rapprochement des ions provoque des interactions entre les orbitales et donc une force de répulsion. Pour une certaine position, il y aura équilibre, et l'énergie potentielle sera alors minimale. Cette liaison est non directionnelle. Comme dans le cas de la liaison covalente, les matériaux ioniques ne possèdent pas d'électrons libres : ils sont de mauvais conducteurs de la chaleur et du courant électrique.

La liaison ionique et la liaison covalente constituent les liaisons fondamentales. Les liaisons qui interviennent dans les composés ne sont pas forcément pures; ces deux types de liaisons peuvent interférer : on a alors un phénomène de résonance. Si, dans le fluorure de lithium, la liaison est purement ionique, par contre, dans la silice SiO_2, elle est à moitié ionique et à moitié covalente.

Nous avons vu, dans le cas des liaisons directionnelles, qu'il pouvait exister des dipôles. Dans certains cas, il peut y avoir formation aléatoire et fluctuante de dipôles, à cause de la répartition non homogène des électrons autour du noyau à un instant donné : il y a plus d'électrons d'un côté que de l'autre. Il en résulte à cet instant donné la formation d'un dipôle qui peut en attirer un autre; l'instant suivant, ce dipôle sera modifié. La *liaison* qui en résulte est dite *de Van der Waals*. Cette liaison est très faible, plus faible que la liaison hydrogène. Pourtant, elle joue un rôle important dans la structure des polymères à qui elle permet, à la température ordinaire, d'être à l'état solide. Ce sont ces liaisons qui expliquent aussi pourquoi il est possible de solidifier les gaz rares par refroidissement à basse température, alors que leurs atomes, chimiquement inertes, à cause de la saturation qui caractérise leur structure électronique, ne constituent pas de molécules à l'état gazeux.

La liaison métallique

Cette liaison est considérée à part, car, pour la décrire, il faut prendre en compte non pas un atome individuel mais tout un ensemble d'atomes. Elle résulte, comme la liaison covalente, du partage d'un électron entre plusieurs noyaux, ce qui entraîne une diminution d'énergie. Mais là s'arrête l'analogie, car il faut considérer la mise en commun des électrons par tous les atomes : ces derniers vont constituer des ions baignés par un gaz d'électrons, lequel a une grande mobilité et assure la liaison entre les ions.



▲ *Figure 6 : la molécule d'eau, et représentation en dipôle.*

▼ *Tableau II : consommation de différents matériaux en France (1967).*

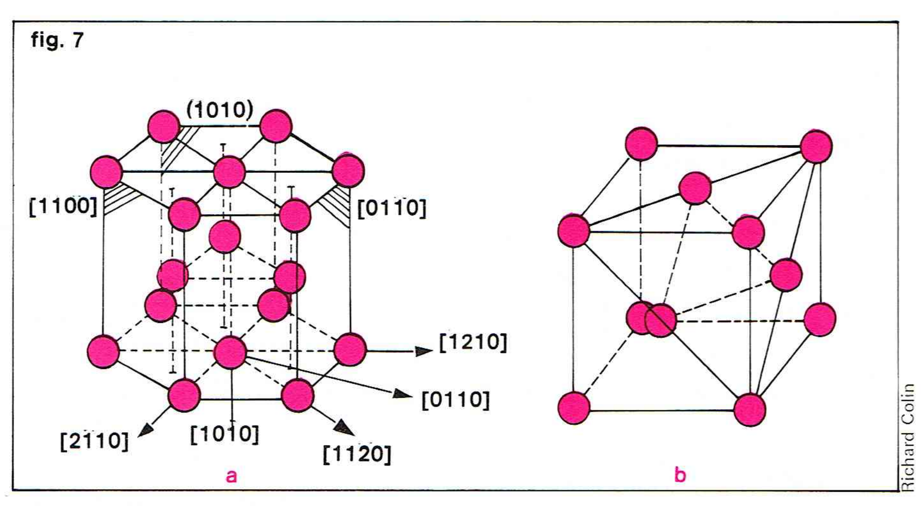
Tableau III : classification périodique des éléments.

Tableau II
Consommation de différents matériaux en France (1967)

Matériaux	Consommation en millions de tonnes	Consommation en milliards de francs
Métaux ferreux	16	12,3
Métaux non ferreux	1	3,6
Produits minéraux et matériaux pour la construction	≃ 300	9,2
Verres	1,9	2
Caoutchouc et matières plastiques	1,2	2,9
Textiles	0,5	6,5
Bois	1,7	2
Papiers et cartons	44	4

Tableau III
Classification périodique des éléments

Groupes / Périodes	IA	IIA	IIIA	IVA	VA	VIA	VIIA	VIII	VIII	VIII	IB	IIB	IIIB	IVB	VB	VIB	VIIB	0
1	H 1																	He 2
2	Li 3	Be 4											B 5	C 6	N 7	O 8	F 9	Ne 10
3	Na 11	Mg 12											Al 13	Si 14	P 15	S 16	Cl 17	Ar 18
4	K 19	Ca 20	Sc 21	Ti 22	V 23	Cr 24	Mn 25	Fe 26	Co 27	Ni 28	Cu 29	Zn 30	Ga 31	Ge 32	As 33	Se 34	Br 35	Kr 36
5	Rb 37	Sr 38	Y 39	Zr 40	Nb 41	Mo 42	Tc 43	Ru 44	Rh 45	Pd 46	Ag 47	Cd 48	In 49	Sn 50	Sb 51	Te 52	I 53	Xe 54
6	Cs 55	Ba 56		Hf 72	Ta 73	W 74	Re 75	Os 76	Ir 77	Pt 78	Au 79	Hg 80	Tl 81	Pb 82	Bi 83	Po 84	At 85	Rn 86
7	Fr 87	Ra 88																
			Lanthanides →	La 57	Ce 58	Pr 59	Nd 60	Pm 61	Sm 62	Eu 63	Gd 64	Tb 65	Dy 66	Ho 67	Er 68	Tm 69	Yb 70	Lu 71
			Actinides →	Ac 89	Th 90	Pa 91	U 92	Np 93	Pu 94	Am 95	Cm 96	Bk 97	Cf 98	Es 99	Fm 100	Md 101	No 102	Lw 103



▲ *Figure 7; empilements compacts :* **a**, *structure hexagonale compacte (h. c.);* **b**, *structure cubique à faces centrées (c. f. c.).*

L'attraction des électrons sur les ions l'emporte sur la répulsion des ions entre eux et des électrons entre eux. La liaison métallique est d'autant plus forte que l'atome métallique perd plus facilement ses électrons de valence, c'est-à-dire qu'il en a moins. Ainsi, la liaison métallique sera très forte pour le sodium, le potassium, le cuivre et l'argent. Par contre, les atomes qui possèdent plusieurs électrons de valence les perdent moins aisément : il y a alors compétition entre la liaison métallique et la liaison covalente; les métaux de transition tels que le fer, le nickel et le titane présentent cette particularité. Cette compétition entre les deux types de liaison est en faveur de la liaison métallique, comme pour le plomb, ou en faveur de la liaison covalente, comme pour le silicium et le germanium. L'étain existe sous deux formes, l'une à caractère métallique, l'autre à caractère covalent.

Ce type de liaison implique que les matériaux métalliques auront des conductibilités thermiques et électriques élevées; il peut également expliquer les propriétés optiques des métaux : ces matériaux sont opaques, car les électrons libres absorbent les photons lumineux; toutefois, ils sont brillants, car ces électrons réémettent l'énergie absorbée sous forme de photons. De même, les propriétés mécaniques des matériaux métalliques découlent des caractéristiques de cette liaison.

Les structures des matériaux

La structure cristalline

Les matériaux les plus compacts, les mieux ordonnés, sont les corps cristallisés dans lesquels les atomes se disposent de telle manière que le système soit dans un état d'énergie potentielle minimale. Pour cela, il suffit de considérer les atomes comme des sphères dures et de les empiler de la façon la plus compacte. Si nous considérons le cas de matériaux comportant des liaisons non directionnelles et constitués d'atomes de même diamètre, le nombre maximal de sphères qui peuvent être mises en contact avec une sphère centrale est douze. Cette disposition peut se répéter et constituer un ensemble ordonné à grande distance. Rappelons que le cristal est un ensemble d'atomes distribués régulièrement dans l'espace selon trois directions. Deux structures cristallines présentent cet empilement compact : la structure hexagonale compacte (*fig.* 7a) et la structure cubique à faces centrées (*fig.* 7b). Dans certains cas, l'obtention de ces structures très compactes n'est pas réalisable; la structure est alors moins dense, comme dans le cas de la structure cubique centrée où le nombre de voisins autour d'un atome donné est de huit. Ces structures sont fréquentes dans le cas des métaux et des cristaux ioniques (*tableau* IV). En général, à basse température, les structures compactes sont les plus stables et se transforment en structures moins compactes à haute température; mais cette règle souffre de nombreuses exceptions.

Examinons rapidement ces structures afin de préciser la position des atomes.

● *Structure cubique à faces centrées (c. f. c.).* Dans cette structure, il y a 4 atomes par maille. La coordinence est 12, et la distance interatomique $\frac{a\sqrt{2}}{2}$. Les plans denses (111) sont au nombre de quatre. Les directions denses $\langle 110 \rangle$ sont au nombre de trois dans chaque plan (111). Dans ce plan, les atomes sont ordonnés de façon à constituer un hexagone centré.

● *Structure hexagonale compacte (h. c.).* On considère le prisme droit à base hexagonale, bien qu'en fait la maille élémentaire soit un prisme droit à base losange; il y a deux atomes par maille. La coordinence est 12; les plans denses sont les plans de base (0001) dans lesquels la distance interatomique est *a*. Les directions denses $\langle 11\bar{2}0 \rangle$ sont au nombre de trois dans chaque plan dense. On caractérise cette structure par deux paramètres cristallins *a* et *c*. Chaque atome a donc six voisins à la distance *a* dans le plan de base (0001) et six voisins hors du plan de base à la distance *d* : $d^2 = \frac{c^2}{4} + \frac{a^2}{3}$. Si la structure est idéale, $d = a$:

$$\frac{c^2}{4} = a^2 - \frac{a^2}{3} = \frac{2\,a^2}{3}$$

et
$$\frac{c}{a} = \sqrt{\frac{8}{3}} = 1{,}633.$$

Certains métaux, comme le béryllium $\left(\frac{c}{a} = 1{,}658\right)$, ont un rapport $\frac{c}{a}$ inférieur à celui de l'empilement compact idéal; pour d'autres au contraire, comme le zinc il est supérieur $\left(\text{pour le zinc, par exemple, } \frac{c}{a} = 1{,}856\right)$.

▼ *Tableau IV : métaux de structure simple. Ci-dessous à droite, cristaux de pyrite : exemple de structure cubique à face centrée.*

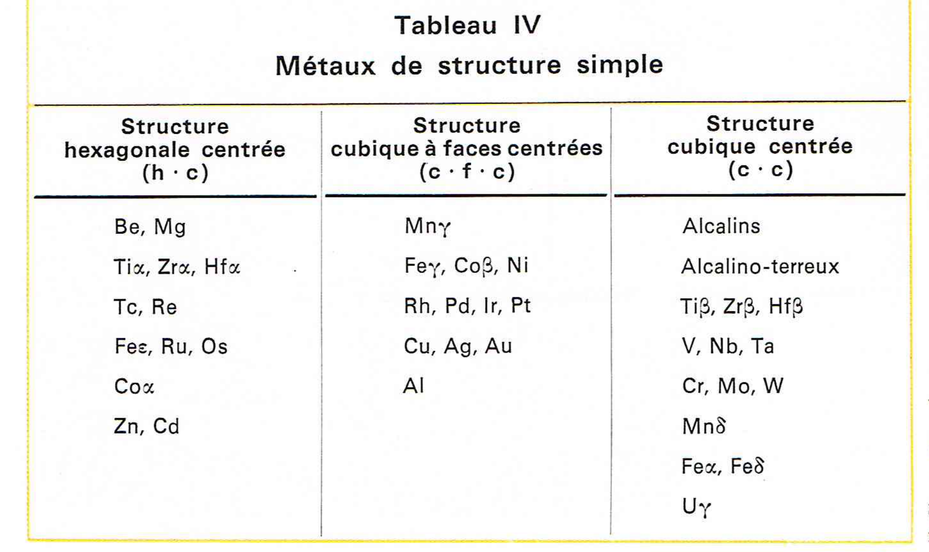
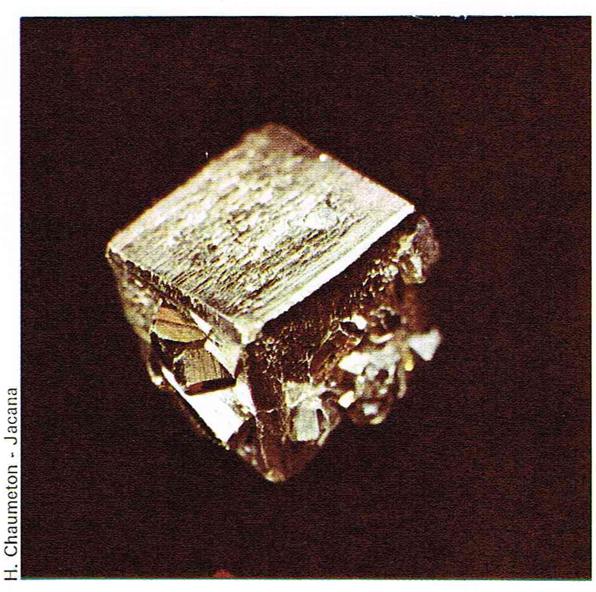


Tableau IV
Métaux de structure simple

Structure hexagonale centrée (h · c)	Structure cubique à faces centrées (c · f · c)	Structure cubique centrée (c · c)
Be, Mg	Mnγ	Alcalins
Tiα, Zrα, Hfα	Feγ, Coβ, Ni	Alcalino-terreux
Tc, Re	Rh, Pd, Ir, Pt	Tiβ, Zrβ, Hfβ
Feε, Ru, Os	Cu, Ag, Au	V, Nb, Ta
Coα	Al	Cr, Mo, W
Zn, Cd		Mnδ
		Feα, Feδ
		Uγ



Ces deux structures h. c. et c. f. c. présentent une distribution identique des atomes dans les plans compacts : (111) pour la structure c. f. c. et (0001) pour la structure h. c. Par contre, elles diffèrent dans la succession des plans compacts, donc dans l'empilement des atomes. On définit les deux types d'empilement par les désignations ABC ABC ... pour la structure c. f. c., ABABAB ... pour la structure h. c. Des erreurs peuvent se produire dans l'empilement des atomes : on les appelle défauts d'empilement.

● *Structure cubique centrée*. Elle comporte deux atomes par maille. La structure n'est pas compacte. Chaque atome a huit proches voisins situés à la distance $\frac{a\sqrt{3}}{2}$ et six seconds voisins à la distance *a*.

Certains métaux ne cristallisent pas dans l'un de ces trois systèmes, mais dans un système de symétrie plus faible. Ainsi, l'uranium α est orthorhombique (*fig.* 8).

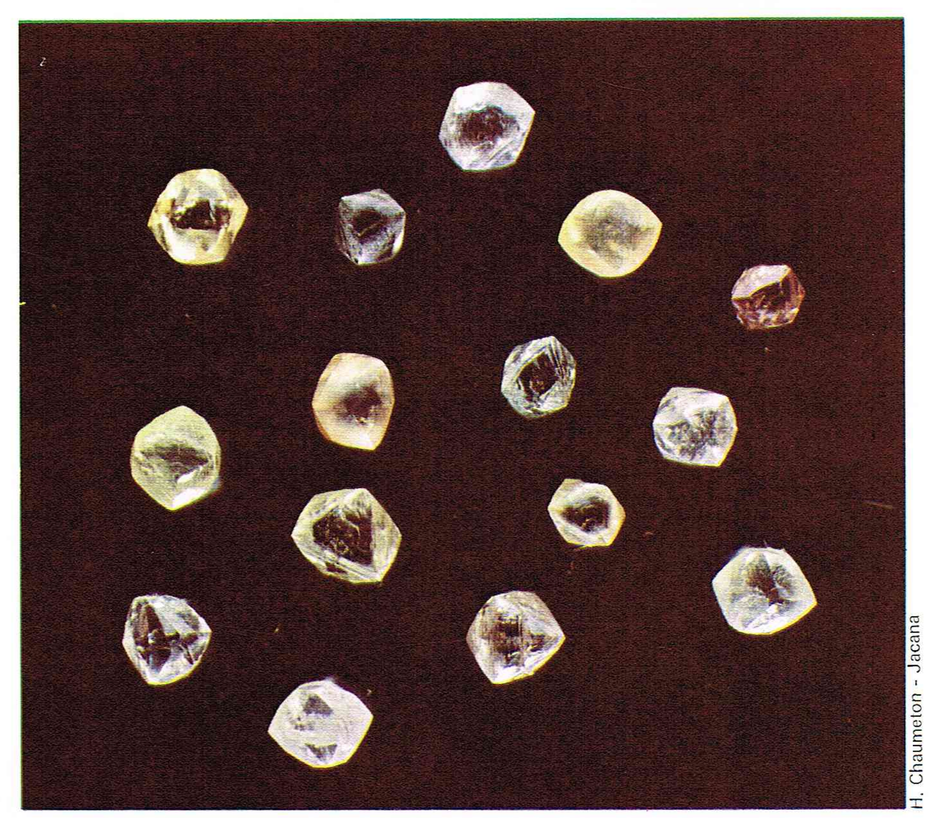
Dans les cristaux à caractère covalent, le nombre de liaisons contractées par chaque atome est le facteur le plus important. L'exemple type est celui du diamant, dans lequel chaque atome de carbone est entouré par quatre autres atomes de carbone ; la coordinence est quatre. Ces quatre atomes de carbone vont se disposer autour de l'atome central en constituant un tétraèdre régulier. Le cristal de diamant est constitué d'un assemblage de tels tétraèdres qui confère à la structure une grande résistance, une grande dureté et sa rigidité. D'autres éléments de la famille du carbone (silicium, germanium notamment), qui ont aussi quatre électrons de valence, donnent naissance à des cristaux semblables.

Les cristaux non métalliques

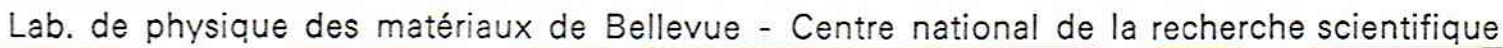
Dans le cas des composés ioniques, nous nous trouvons en présence d'ions. Leur grandeur relative va déterminer le nombre d'ions entourant un ion donné de signe contraire. Ainsi, dans le chlorure de sodium, le rayon ionique de l'ion Cl^- est 1,81 Å, tandis que celui de Na^+ est 0,98 Å, soit la moitié environ. Dans ce cas, six ions Cl^- seulement peuvent être groupés autour d'un ion Na^+ et, puisque le nombre des deux espèces d'ions doit être le même, pour assurer la neutralité électrique, la structure sera cubique, constituée de deux structures c. f. c. imbriquées. Par contre, dans le cas du chlorure de césium CsCl pour lequel les rayons ioniques sont respectivement de 1,70 Å pour Cs^+ et 1,81 Å pour Cl^-, donc de grandeurs voisines, on peut placer huit ions Cl^- autour de chaque ion Cs^+. On obtient une structure cubique dans laquelle l'ion Cs^+ est au centre du cube et les ions Cl^- sur les sommets. La répulsion cation-cation (du fait de l'effet de taille du cation par rapport à l'anion) conditionne la stabilité de l'édifice cristallin, et, par conséquent, plus la charge des cations est faible, plus la structure sera compacte. Si le cation comporte deux charges positives, les forces de répulsion ne sont pas encore suffisamment énergiques pour empêcher la formation d'une structure compacte ; c'est le cas de la magnésie MgO par exemple. Si la charge du cation augmente, la structure devient de moins en moins compacte. Parfois, le composé n'existe que rarement sous forme cristalline ; c'est le cas de l'oxyde de bore B_2O_3 qui existe plutôt à l'état vitreux. On pourrait de même discuter de la structure de la silice SiO_2 cristalline.

Certains éléments sont situés à la limite séparant les métaux des non métaux et ont tendance à former des structures issues de la combinaison des liaisons métalliques et covalentes : le graphite en constitue un exemple. Les atomes de carbone utilisent seulement trois de leurs liaisons covalentes ; il subsiste un électron de valence susceptible de participer à une liaison métallique. Il en résulte que chaque atome de carbone va être entouré dans un plan de trois atomes de carbone disposés en triangle ; les atomes sont ainsi à 1,42 Å de l'atome central, et la disposition d'ensemble constitue des feuillets hexagonaux (*fig.* 9). La liaison métallique fait intervenir le quatrième électron libre et maintient les feuillets à une distance de 3,4 Å les uns des autres. L'antimoine, le mica ainsi que le talc présentent un réseau analogue.

▼ En bas à gauche, figure 8 : maille orthorhombique de l'uranium α. Ci-dessous : monocristaux de diamant brut. En bas, à droite : micrographie électronique de graphite pyrolytique bombardé par des ions oxygène sous un angle de 90°.



H. Chaumeton - Jacana



Lab. de physique des matériaux de Bellevue - Centre national de la recherche scientifique

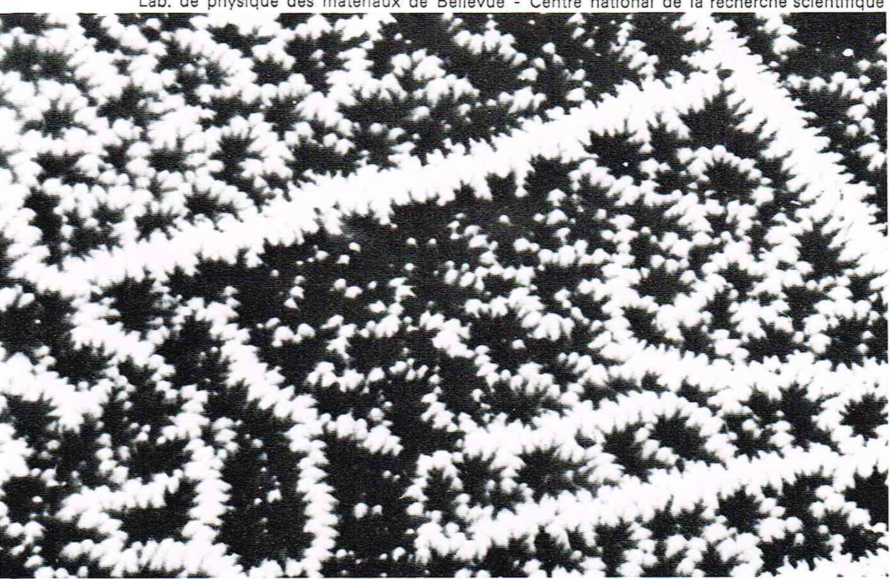


fig. 8

maille

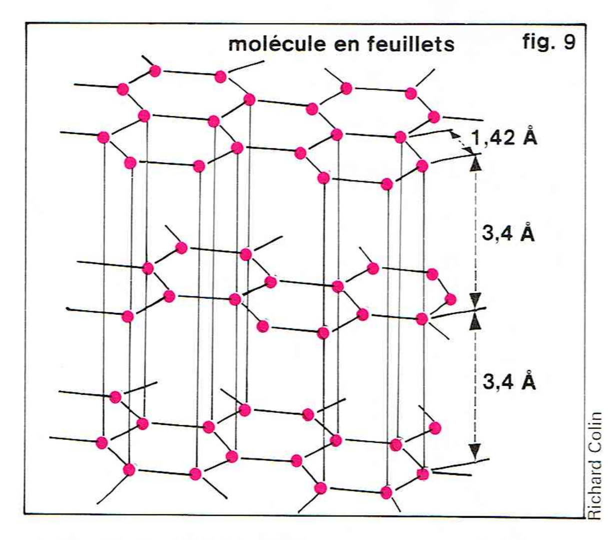
4,945 Å

5,865 Å

2,852 Å

Richard Colin

▶ *Figure 9 : structure du graphite.*

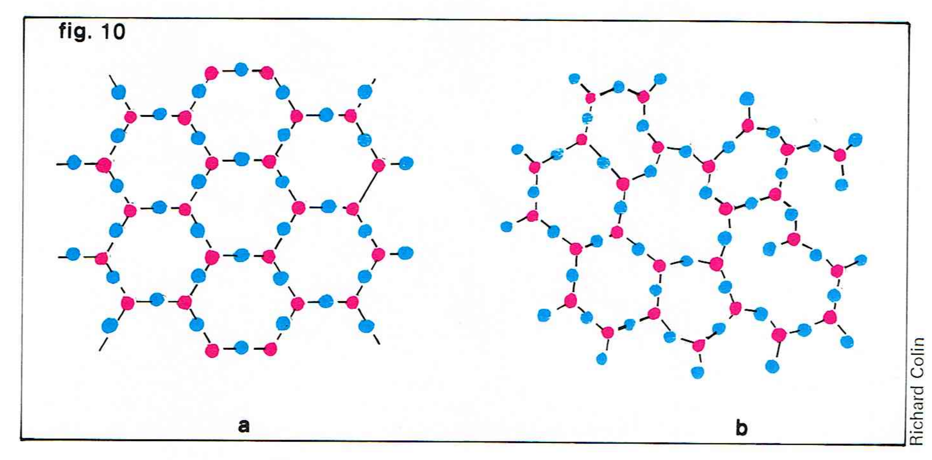


Les cristaux moléculaires

Lorsque deux atomes sont liés entre eux par une liaison très forte, ils peuvent former une molécule et conserver ce caractère d'individu moléculaire dans une structure rigide cristalline. On obtient des cristaux moléculaires dont la cohésion est assurée par des liaisons faibles, soit de Van der Waals, soit hydrogène. Ainsi, dans la glace, les liaisons hydrogène vont lier les molécules d'eau entre elles et conférer à l'ensemble une structure hexagonale.

Les liaisons de Van der Waals vont intervenir dans le cas des molécules organiques à longue chaîne et lier celles-ci entre elles. Si la symétrie transversale est suffisante, les composés peuvent cristalliser suivant des systèmes de faible symétrie. On peut alors obtenir des structures monocliniques ou orthorhombiques. Ainsi les chaînes de polyéthylène peuvent-elles se disposer parallèlement les unes aux autres et constituer une structure orthorhombique. Il est important de remarquer que cette distribution ordonnée ne s'étend pas sur de grandes distances, car les chaînes, au-delà de quelques centaines d'angströms, s'enchevêtrent; on obtient de petits cristallites séparés par des zones plus désordonnées, dites amorphes. On a pu isoler des cristaux de polyéthylène.

▼ *Figure 10 : structure de la silice; a, à l'état cristallin; b, à l'état vitreux. Exemples de quartz cristallin, le quartz citrin (à gauche), et de silice amorphe, l'opale (à droite).*



Les matériaux non cristallins

De très nombreux matériaux ne sont pas cristallisés : ils ne présentent pas de distribution ordonnée sur une moyenne ni, à plus forte raison, sur une grande distance. Toutefois, à courte distance, ils présentent un certain état d'ordre, ce qui leur confère leur rigidité. Ces matériaux sont appelés *corps amorphes* ou *vitreux*. Ils sont constitués de molécules ou d'individus chimiques bien structurés, mais assemblés d'une façon peu ordonnée. Ainsi le réseau de la silice amorphe présente une grande irrégularité par comparaison avec le quartz cristallin pour lequel on observe un réseau bien régulier (*fig.* 10). Dans cette catégorie, on retrouve aussi de nombreux polymères ainsi que des composés minéraux.

Les matériaux amorphes n'ont pas de point de fusion bien défini ; l'élévation de la température provoque un phénomène de ramollissement.

Certains corps vitreux sont transparents, car ils ne possèdent pas d'électrons libres susceptibles d'absorber les photons lumineux. Pour la même raison, ils sont de mauvais conducteurs. Un exemple très intéressant à signaler dans cette catégorie de matériaux est celui du verre.

Mentionnons toutefois que l'état vitreux est à un niveau d'énergie supérieur à celui de l'état cristallisé — il devrait donc être moins stable ; mais la mise en ordre requiert que les ions puissent se déplacer dans le solide pour lui conférer la structure cristalline ; ce déplacement, appelé phénomène de diffusion, requiert de l'énergie. Or, la température étant faible, l'activation thermique est faible et le système conserve sa structure métastable.

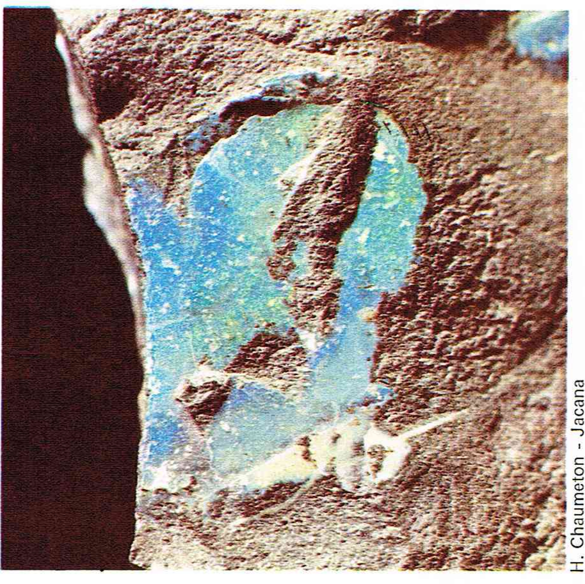
Le cristal réel - Les défauts cristallins

Dans la description d'un solide cristallin, nous avons supposé que l'arrangement des atomes était parfait. Or tout solide cristallin présente des défauts : défauts ponctuels, défauts à une dimension et défauts bidimensionnels.

Les défauts ponctuels

Il s'agit ici des défauts qui intéressent les sites atomiques individuels. Certaines positions atomiques ne sont pas occupées, ou bien des atomes occupent des positions interstitielles, c'est-à-dire les vides laissés par les atomes entre eux (*fig.* 11). Les défauts correspondants seront


C. Nuridsany et M. Perennou


H. Chaumeton - Jacana

appelés respectivement des *lacunes* et des *interstitiels*. Certains défauts peuvent coalescer et constituer des défauts plus complexes, comme les bilacunes, constituées de deux lacunes en position de premiers voisins. Les atomes étrangers sont aussi des défauts ponctuels ; ces atomes peuvent être en insertion ou en substitution dans le réseau. Afin d'éviter toute confusion, lorsqu'un atome du réseau de base est en insertion, on parle d'auto-interstitiel ; cela permet une distinction avec les atomes étrangers en position interstitielle (carbone dans le fer, oxygène dans le titane).

De nombreux faits expérimentaux montrent que les lacunes et les interstitiels sont créés dans les matériaux soit par déformation plastique (écrouissage), soit par irradiation, soit encore par agitation thermique. La façon commode de créer des défauts ponctuels est en effet de chauffer le réseau ; à toute température supérieure au zéro absolu (0 °K), le réseau en équilibre thermodynamique comporte un nombre bien déterminé de lacunes. A chaque défaut créé, il correspond une variation de l'enthalpie libre du cristal ΔG_f, suivant la relation thermodynamique : $\Delta G_f = \Delta H_f - T\Delta S_f$, ce qui revient à calculer la variation d'enthalpie ΔH_f et d'entropie ΔS_f lors de la formation du défaut. Lors de la création d'une lacune, il faut tenir compte de la réduction de volume, δV_f, grandeur appelée volume de relaxation et qui traduit le fait que le volume de la lacune est inférieur au volume atomique ; à la relaxation des atomes voisins de la lacune est associé un gain d'énergie élastique.

Si un site est vacant, l'atome voisin va pouvoir l'occuper ; il en résulte qu'au saut de l'atome va correspondre un saut inverse de la lacune. Pour ce faire, l'atome migrant doit écarter les atomes voisins, c'est-à-dire effectuer un certain travail. Autrement dit, l'atome doit franchir une barrière d'énergie pour passer de son propre site au site vacant ; cette barrière d'énergie correspond à l'enthalpie de migration ΔH_m. On pourrait faire la même description pour les interstitiels. Le *tableau* V donne les valeurs de ΔH_f et ΔH_m d'après les évaluations théoriques dans le cas du cuivre.

A chaque température correspond une concentration d'équilibre de ces défauts. En effet, on peut écrire pour la variation d'enthalpie libre du cristal causée par la formation de n_l lacunes à la température T :

$$\Delta G = n_l \Delta G_f - T\Delta S ;$$

or, d'après la relation de Boltzmann, $\Delta S = k \log P$, où k est la constante de Boltzmann et P le nombre de façons de distribuer les lacunes sur les sites du cristal.

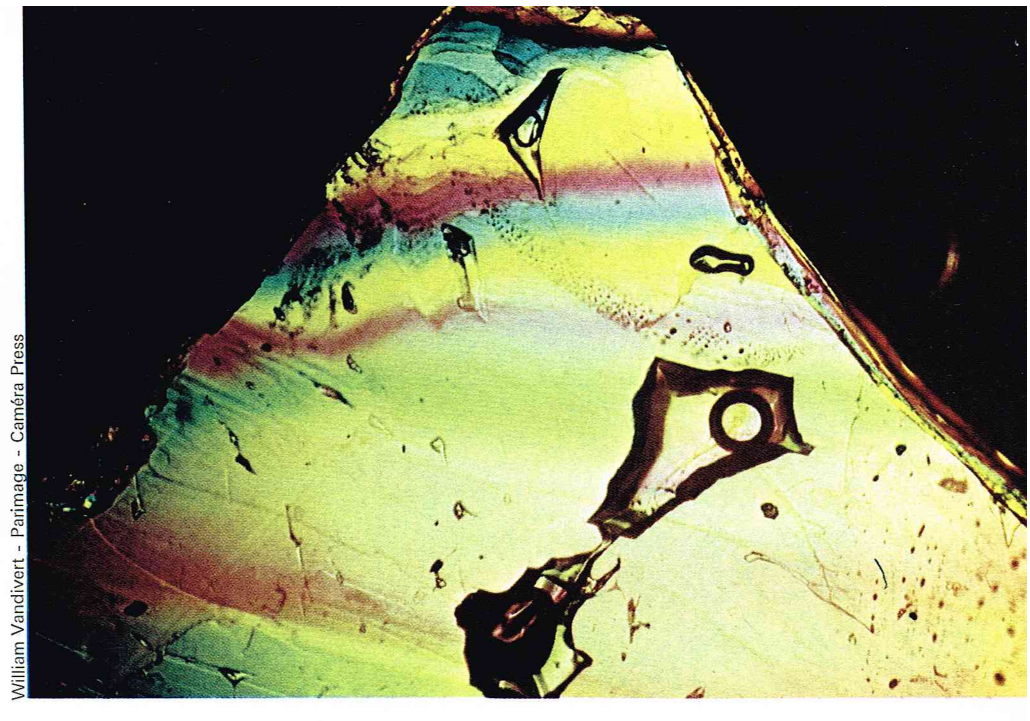
L'état d'équilibre du cristal sera défini par :

$$\left(\frac{\partial \Delta G}{\partial n_l}\right)_T = 0.$$

On aboutit ainsi à la relation : $N_l = \exp \frac{\Delta S_f}{k} \exp - \frac{\Delta H_f}{kT}$

où N_l est la fraction atomique de lacunes. Cette relation montre que la concentration en lacunes croît avec la température selon une loi exponentielle (*fig.* 12). Dans le cas des auto-interstitiels, on aboutit à une relation du même type. Les concentrations de défauts dans le cuivre sont indiquées dans le *tableau* VI. On constate que dans un métal les seuls défauts atomiques ponctuels créés par agitation thermique sont les lacunes.

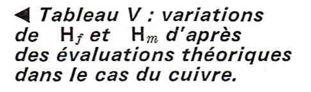
Diverses méthodes expérimentales permettent d'observer les défauts et d'en mesurer la concentration : mesures dimensionnelles, thermodynamiques, électriques, par



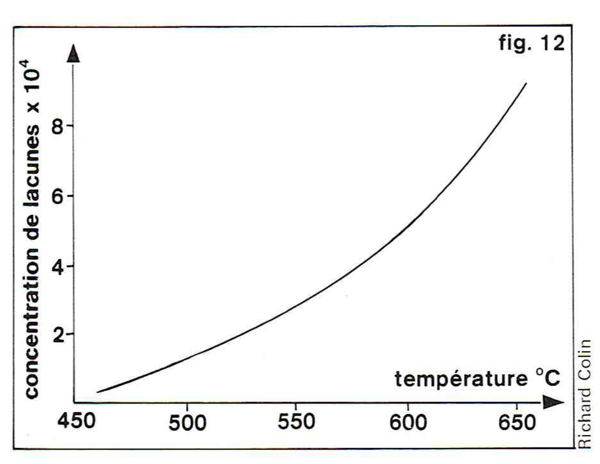
▲ *Inclusion dans une topaze. Les deux parties sont encore reliées par un tube fin. L'une contient une grosse bulle de gaz, l'autre une plus petite.*

Tableau V - Variations de H_f et H_m dans le cas du cuivre

Défauts	Variations d'enthalpie ΔH_f (en eV)	Variations de l'enthalpie de migration ΔH_m (en eV)
Lacunes	1	1
Auto-interstitiels	4	0,1



◄ *Tableau V : variations de H_f et H_m d'après des évaluations théoriques dans le cas du cuivre.*



◄ *Figure 12 : variation de la concentration en lacunes à l'équilibre dans l'aluminium en fonction de la température.*

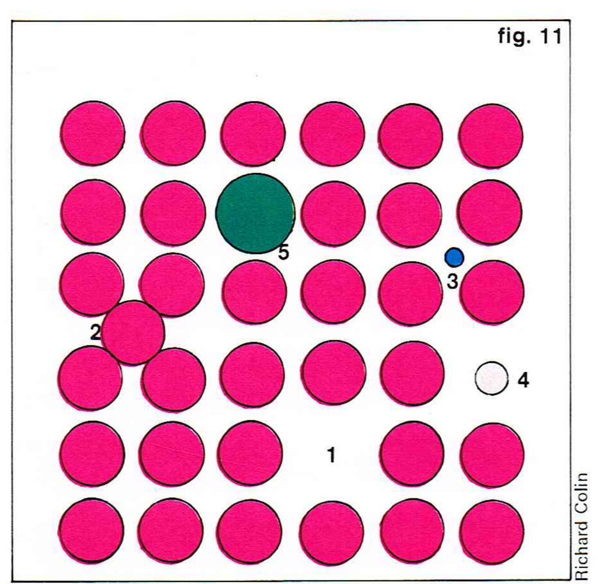
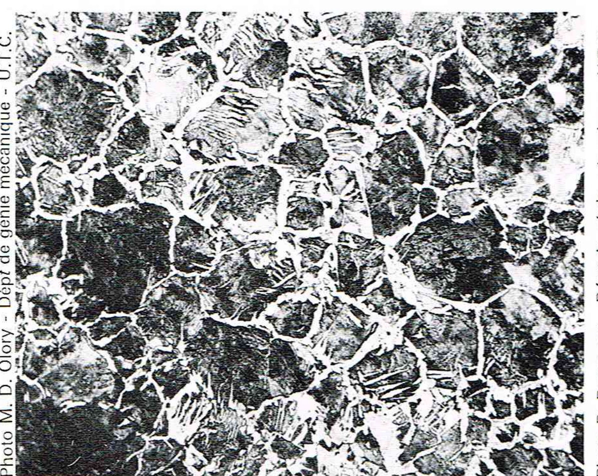


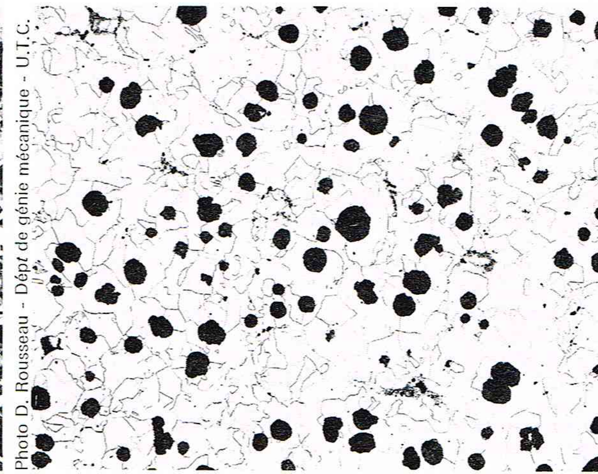
Tableau VI
Concentration de défauts dans le cuivre en fonction de la température

Défauts \ Température (en °K)	300	800	1300
Lacunes	10^{-17}	$6 \cdot 10^{-7}$	$1{,}3 \cdot 10^{-4}$
Interstitiels	10^{-67}	10^{-25}	10^{-15}

◄ *Figure 11 : différents types de défauts atomiques ponctuels ; 1, lacune ; 2, auto-interstitiel ; 3, atome interstitiel étranger ; 4 et 5, atomes étrangers substitutionnels de taille respectivement inférieure et supérieure à celle de l'atome de base. Tableau VI : concentration de défauts dans le cuivre en fonction de la température.*

▶ *Deux structures micrographiques observées après polissage et attaque : à gauche, acier XC 38 ; à droite, fonte à graphite sphéroïdal (matrice ferritique).*





exemple. La microscopie électronique en transmission permet, quant à elle, l'observation directe de certains défauts. En dehors des essais à l'équilibre thermique, les défauts peuvent être conservés hors d'équilibre par trempe de l'échantillon depuis la température d'équilibre.

Dans les métaux et alliages, ces défauts peuvent être créés individuellement. Par contre, dans les cristaux ioniques, il est impératif de maintenir la neutralité électrique du cristal, ce qui entraîne, si l'on veut conserver une composition donnée, la création de paires de défauts. Ainsi peuvent apparaître :

— le *défaut de Schottky,* constitué d'une lacune anionique et d'une lacune cationique. Ce type de défaut se rencontre dans le chlorure de sodium NaCl ;

— le *défaut de Frenkel,* constitué d'une lacune cationique et d'un interstitiel cationique. Le bromure d'argent AgBr présente ce type de défaut. Remarquons que dans un métal, le défaut de Frenkel est l'ensemble lacune + auto-interstitiel.

Dans les matériaux ioniques (surtout les oxydes), une autre éventualité pour la création de défauts est possible. Dans ce cas-là, la composition varie. Prenons l'exemple de l'oxyde de nickel NiO : il peut y avoir création de lacunes cationiques □ Ni, qui seront compensées, afin d'assurer la neutralité électrique de l'ensemble, par des trous électroniques ⊕ suivant l'équilibre quasi chimique :

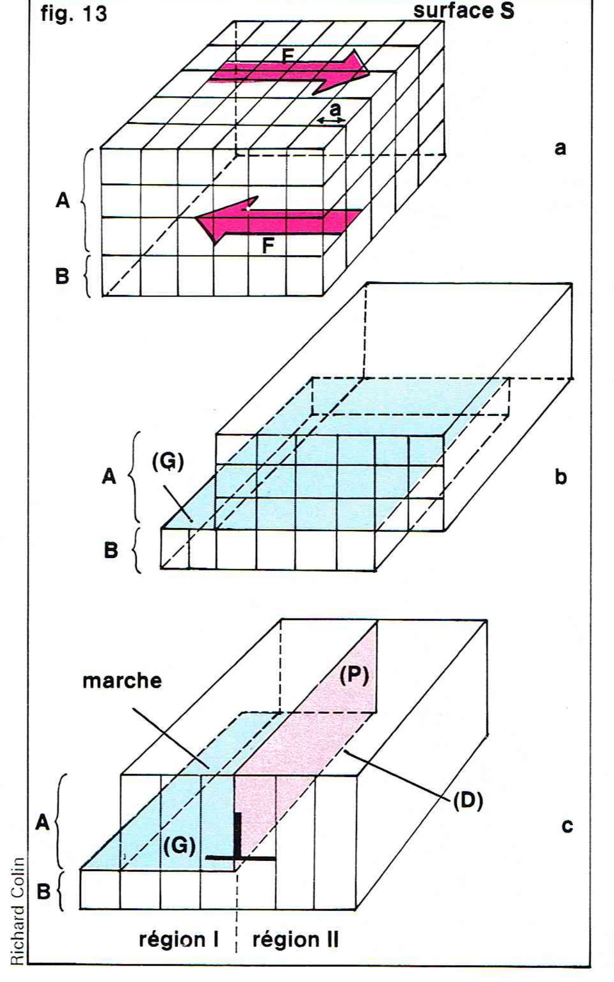
$1/2\ O_2 \leftrightarrows \square\ Ni + O^{=}$ (dans le réseau de NiO) $+\ 2\ \oplus$

L'oxyde est déficitaire en métal ; il constitue un composé non stœchiométrique, et sa formule s'écrit $Ni_{1-x}O$. (Un composé stœchiométrique est en effet caractérisé par le fait que le rapport des fractions atomiques est égal au rapport inverse des valences.) D'autres oxydes seront, suivant les cas, déficitaires en oxygène (lacunes d'anions oxygène), excédentaires en métal (interstitiels cationiques) ou encore excédentaires en oxygène (interstitiels d'anions oxygène). Ces défauts ponctuels jouent un grand rôle dans les processus de corrosion par les gaz des métaux et alliages.

Les défauts à une dimension : les dislocations

Limite d'élasticité théorique d'un cristal

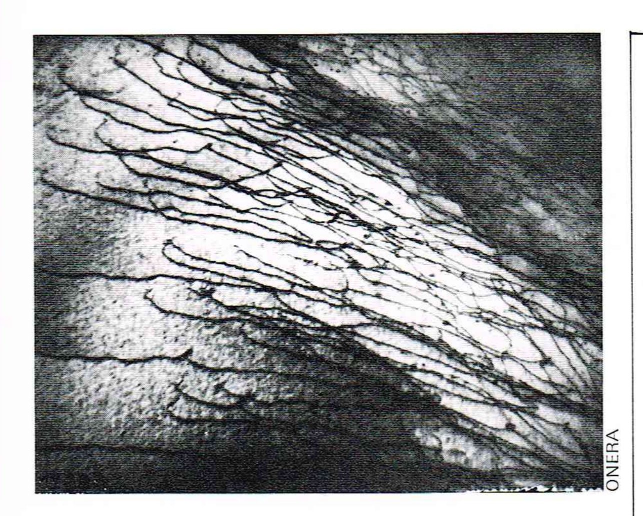
Considérons un monocristal de structure cubique simple soumis à un effort de cisaillement $\vec{F}$ augmentant progressivement (*fig.* 13a). Lorsque $\vec{F}$ atteint une valeur critique $\vec{F}_c$, le cristal subit une déformation irréversible, dite *déformation plastique* (*fig.* 13b). Tout se passe comme si la partie supérieure A du cristal avait glissé sur la partie inférieure B : la déformation est entièrement localisée dans



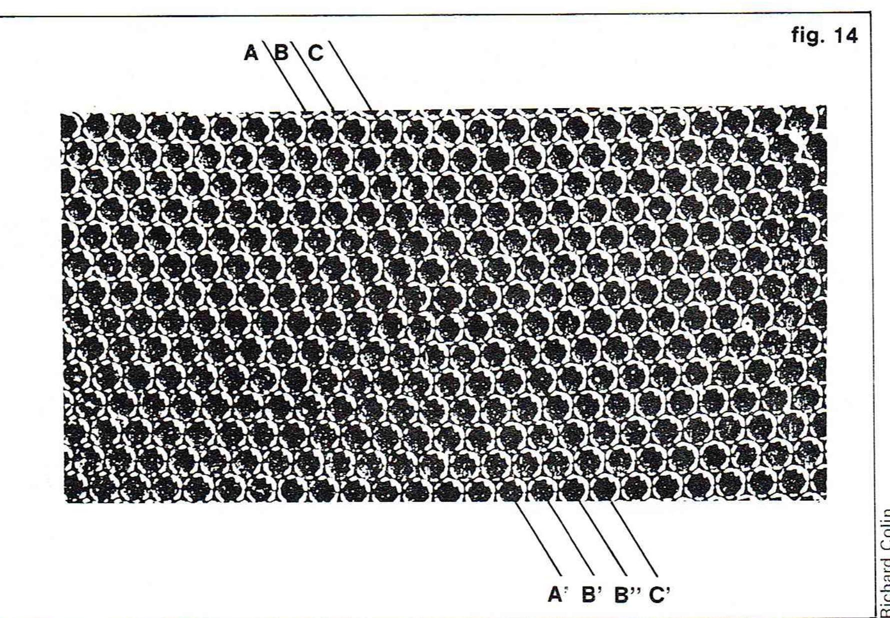
▼▶ *A gauche, structure micrographique d'un acier inoxydable (15 % Cr et 3 % Ni ; ferrite et martensite), révélée par oxydation superficielle à l'aide du réactif de Groesbeck.*

Figure 13 : on peut imaginer le cisaillement (a) *comme s'effectuant d'un seul bloc* (b) *ou progressivement par propagation de dislocations* (c).

Photo C. Lemaitre - Dépt de génie mécanique - U.T.C.



ONERA



Richard Colin

le plan (G) qui sépare A et B. Pour déformer le cristal, il a fallu distendre toutes les liaisons atomiques qui s'exercent entre la surface inférieure de A et la surface supérieure de B. En supposant que le morceau de cristal A a glissé d'un seul bloc sur le cristal B, on peut évaluer la force τ_c nécessaire pour déformer un cristal de surface unité, ou encore scission résolue critique :

$$\tau_c = \frac{F_c}{S} \simeq 0{,}16\ \mu$$

où μ désigne le module élastique de cisaillement du cristal. Les valeurs de τ_c obtenues expérimentalement pour la plupart des matériaux sont beaucoup plus petites, 10 000 fois plus petites dans le cas des cristaux métalliques par exemple. Cette constatation conduisit vers 1934 les physiciens Orowan, Taylor et Polanyi à introduire la notion de dislocation, à partir d'une théorie élaborée par Volterra une trentaine d'années auparavant.

Dislocation coin

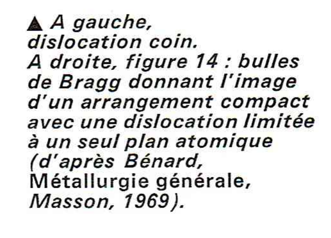
Imaginons maintenant un glissement du cristal A sur le cristal B, d'amplitude *a* égale à l'arête du cube élémentaire. Nous venons de voir qu'un tel mouvement ne se produit certainement pas d'un seul bloc. Au contraire, on peut penser qu'il se propage de proche en proche d'une extrémité à l'autre du cristal : la déformation plastique s'effectue progressivement. A tout instant, le cristal est partagé en deux régions (*fig.* 13c) : dans la région I, le glissement s'est déjà produit ; dans la région II, le glissement ne s'est pas encore produit. La portion de cristal A comporte, à l'aplomb de la ligne (D) du plan (P) séparant les deux régions précédentes, un demi-plan atomique supplémentaire. La ligne (D) est appelée dislocation coin, car ce demi-plan est placé dans le cristal à la manière d'un coin. Lorsque la dislocation (D) se déplace de gauche à droite dans le plan (G), le cristal se cisaille progressivement. Le nombre de liaisons atomiques affectées à chaque instant est maintenant réduit à celles qui se situent au voisinage de (D), ce qui diminue considérablement l'effort critique de cisaillement.

A l'aide de réseaux plans constitués de bulles de savon, le physicien anglais Bragg (1862-1942) a donné une excellente image des dislocations coin et de leur propagation dans un cristal (*fig.* 14).

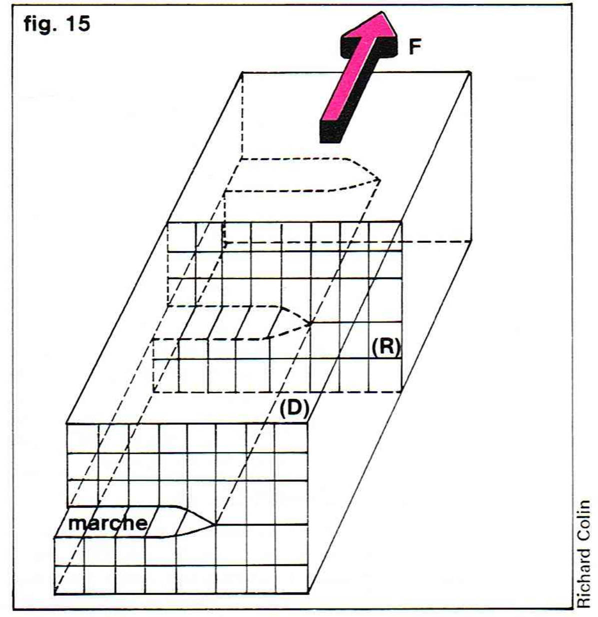
Dislocation vis

Dans le cas précédent, la direction du cisaillement (ou direction de l'effort $\vec{F}$ exercé) est perpendiculaire à la ligne de dislocation (D). Mais il existe une autre manière de déformer le cristal (*fig.* 15), en exerçant l'effort parallèlement à (D) : la ligne (D) est alors appelée dislocation vis, car tout plan atomique perpendiculaire à (D) tel que (R) prend la forme d'une rampe hélicoïdale.

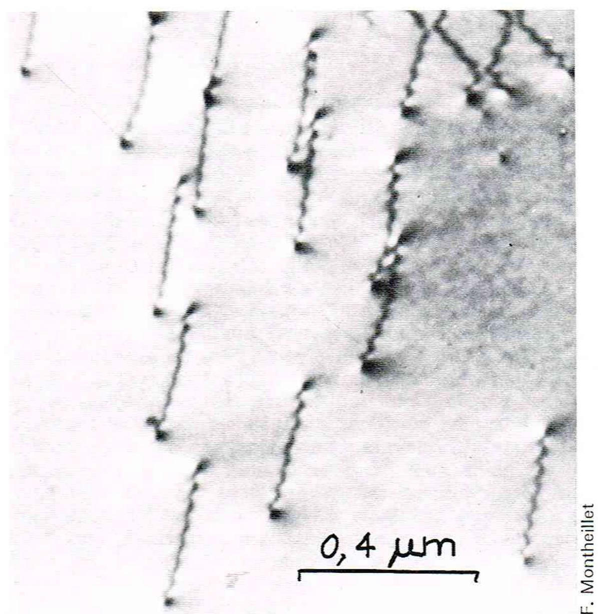
Les dislocations observées dans les cristaux ne sont pas toujours rectilignes et peuvent présenter des parties coin [(D) est perpendiculaire à $\vec{F}$] et des parties vis [(D) est parallèle à $\vec{F}$]. Lorsque (D) n'est ni parallèle ni perpendiculaire à $\vec{F}$, la portion de dislocation correspondante est dite **mixte.**



▲ *A gauche, dislocation coin.*
A droite, figure 14 : bulles de Bragg donnant l'image d'un arrangement compact avec une dislocation limitée à un seul plan atomique (d'après Bénard, **Métallurgie générale,** *Masson, 1969).*

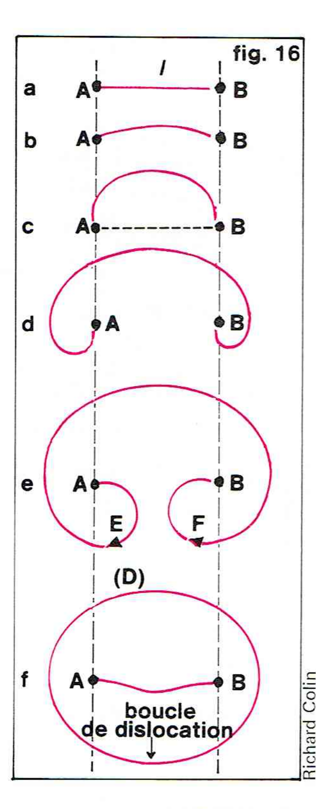


Richard Colin



F. Montheillet

◀ *A gauche : figure 15 : représentation schématique d'une dislocation vis (D) dans un cristal. Tous les plans atomiques tels que (R) prennent la forme d'une rampe hélicoïdale.*
A droite, aspect de dislocations observées en microscopie électronique ; ces dislocations sont rectilignes, et les « zigzags » résultent d'effets de contraste spécifiques.



▲ ***Figure 16 : fonctionnement d'une source de Frank et Read (voir développement dans le texte)*** [*d'après Bénard,* **Métallurgie générale,** *Masson, 1969*].

▼ ***Figure 17 : empilement compact et représentation des vecteurs de Burgers d'une dislocation parfaite*** $\vec{b}$ ***et de deux dislocations partielles*** $\vec{b}_1$ ***et*** $\vec{b}_2$.

Vecteur de Burgers et plan de glissement

Le vecteur de Burgers $\vec{b}$ d'une dislocation caractérise le cisaillement qu'elle produit en traversant le cristal. Lorsque le cristal possède des surfaces libres, le passage de la dislocation fait naître des *marches* de hauteur b à sa surface, comme on peut le voir sur les *figures* 13c et 15.

Le vecteur de Burgers est une caractéristique essentielle de la dislocation, car il se conserve tout au long de celle-ci. En tout point M d'une ligne de dislocation, on définit aussi son *plan de glissement* local : c'est le plan contenant la tangente en M à la ligne et le vecteur de Burgers. Très souvent, et c'est notamment le cas pour les dislocations rectilignes, le plan de glissement est unique pour toute la dislocation. Notons qu'il n'est pas défini dans le cas d'une dislocation vis pure.

La structure périodique des cristaux impose aux plans de glissement d'être des plans atomiques de forte densité, et donc largement espacés. Ce seront par exemple les plans (111) dans la plupart des métaux de structure cubique à faces centrées. De même, pour des raisons énergétiques, les vecteurs de Burgers correspondent en général aux plus faibles distances interatomiques, par exemple $\vec{b} = \frac{1}{2}\langle 110\rangle$ pour les métaux cubiques à faces centrées.

Énergie élastique d'une dislocation

La distorsion des plans atomiques au voisinage d'une dislocation se traduit mathématiquement par un champ de déformations $[\varepsilon]$. Pour des points situés à une distance $r > r_c$ de la ligne de dislocation, ces déformations sont faibles et relèvent de la théorie de l'élasticité. On peut ainsi associer à $[\varepsilon]$ un champ de contraintes $[\sigma]$. Les calculs montrent que la *pression hydrostatique*

$$p = -\frac{1}{3}\left(\sigma_{xx} + \sigma_{yy} + \sigma_{zz}\right)$$

est nulle dans le cas d'une dislocation vis, qui n'introduit aucun changement local de volume dans le cristal. Par contre, dans le cas d'une dislocation coin, le demi-espace qui contient le demi-plan atomique supplémentaire est en compression ($p > 0$), tandis que l'autre demi-espace est en tension ($p < 0$).

A partir de $[\varepsilon]$ et $[\sigma]$, on calcule une énergie élastique à l'aide des formules de l'élasticité.

Pour les points tels que $r < r_c$, c'est-à-dire situés à l'intérieur du cœur de la dislocation, les déformations sont considérables, et la théorie de l'élasticité ne s'applique pas. Différents modèles permettent d'estimer la contribution du cœur à l'énergie totale de la dislocation. Le rayon r_c du cœur est souvent considéré comme égal à $2\,b$. Au total, l'énergie W d'une dislocation par unité de longueur est de l'ordre de μb^2. Dans le cas de l'aluminium :

$$\mu = 2{,}7 \cdot 10^{11} \text{ dynes/cm}^2$$
$$b = 2{,}86 \cdot 10^{-8} \text{ cm}$$

d'où l'on tire :

$$W \simeq 2{,}2 \cdot 10^{-4} \text{ erg/cm} \simeq 1{,}38 \text{ eV/Å}.$$

Observation des dislocations

L'existence des dislocations, supputée par la théorie pour expliquer la déformation plastique des cristaux, fut ensuite confirmée par de nombreuses observations expérimentales. Parmi les méthodes de mise en évidence indirecte des dislocations, nous citerons les *figures d'attaque chimique* qui révèlent les dislocations débouchant à la surface d'un cristal. Dans certains cas, des phénomènes de ségrégation ou de précipitation peuvent se produire sur les dislocations présentes dans des cristaux de solution solide. Les méthodes classiques de visualisation des précipités permettent alors de mettre en évidence les dislocations, qui sont dites *décorées*. Enfin, la microscopie électronique en transmission permet une observation « directe » des dislocations ; dans ce cas, c'est le champ de déplacement introduit par la dislocation dans le réseau cristallin qui est responsable du contraste observé.

Ces différentes observations montrent que les cristaux ordinaires contiennent de très nombreuses dislocations. La densité de dislocations ρ est la longueur de dislocation par unité de volume d'un cristal. Elle s'exprime en général en cm/cm³ ou cm^{-2}. Des ordres de grandeur caractéristiques sont $\rho = 10^6$ à 10^7 cm^{-2} pour un cristal métallique recuit et $\rho = 10^{10}$ à 10^{12} cm^{-2} (soit 10^7 km/cm³ !) pour le même cristal fortement déformé. Il semble de même que les cristaux de semi-conducteurs contiennent des densités de dislocations élevées.

Dislocations et déformation plastique des cristaux

La déformation plastique des cristaux est conditionnée par la multiplication et le déplacement des dislocations. Nous ne donnerons qu'un aperçu de ces phénomènes très complexes.

● Le principal mécanisme de *multiplication des dislocations* semble être, dans de nombreux cas, la source de Frank et Read (*fig.* 16) : considérons un segment de dislocation fixé en ses deux extrémités A et B (A et B seront par exemple des nœuds triples, c'est-à-dire des points de jonction de trois dislocations). Si nous soumettons le cristal à un effort de cisaillement croissant, le segment AB va se courber dans son plan de glissement jusqu'à atteindre la forme d'un demi-cercle de diamètre AB. La contrainte appliquée τ est alors de l'ordre de $\frac{\mu b}{l}$ où $l = $ AB. Une augmentation infiniment petite de τ provoque alors le mouvement spontané de la dislocation, décrit par la *figure* 16 d à f. Les segments de dislocation E et F ont même vecteur de Burgers, mais ils sont d'orientations opposées : ils correspondent donc à des cisaillements opposés du cristal et vont s'annuler. La source de Frank et Read a ainsi donné naissance à une *boucle de dislocation* (D). Le même processus peut se reproduire un grand nombre de fois en un temps très court.

● La vitesse de déformation totale macroscopique $\dot{\varepsilon}$ d'un cristal est reliée à la vitesse de *déplacement des dislocations* v par la formule :

$$\dot{\varepsilon} = \frac{b}{\sqrt{3}}\,\rho v.$$

Il existe deux types de mouvement des dislocations :

— le *glissement*, seul envisagé jusqu'ici, se produit dans le plan déterminé en un point de la ligne par sa tangente et le vecteur de Burgers (plan de glissement). Les vitesses de glissement peuvent atteindre des valeurs considérables, voisines de la vitesse du son dans le cristal considéré ;

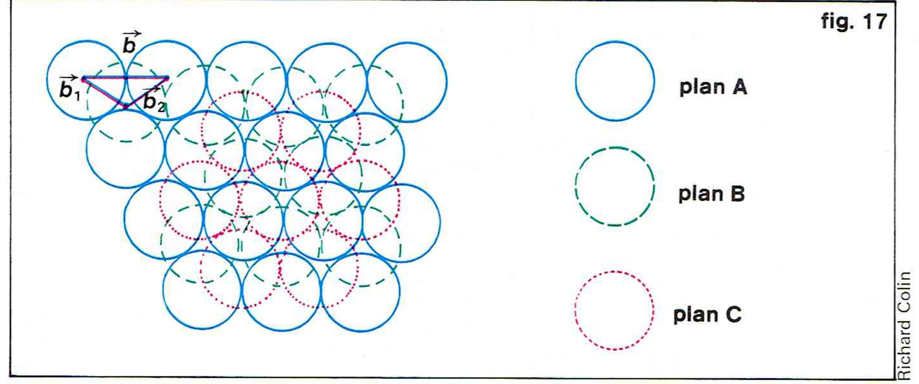
— la *montée* fait appel à des processus diffusionnels et par conséquent n'est possible qu'à température élevée. Elle correspond à un recul (montée positive) ou au contraire à une progression (montée négative) du demi-plan atomique supplémentaire. Les vitesses de montée sont en général assez faibles, de l'ordre du millimètre par seconde.

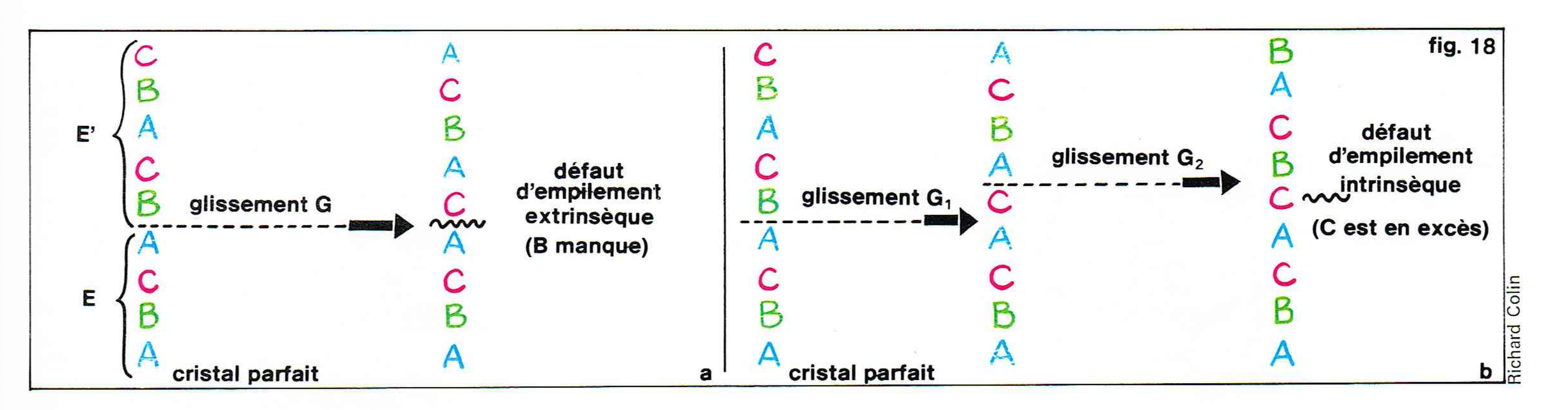
● L'effort nécessaire pour provoquer le déplacement d'une dislocation isolée dans un cristal est en général très faible. Mais on a vu que les cristaux contiennent toujours une densité de dislocations très élevée, surtout lorsqu'ils sont déformés. Ces dislocations *interagissent* entre elles, soit à distance par l'intermédiaire de leurs champs de contraintes respectifs, soit par intersection. En fin de compte, ce sont ces interactions complexes qui déterminent l'effort nécessaire pour déformer un cristal.

Les défauts plans (bidimensionnels)

Empilements compacts et défauts d'empilement

De très nombreux cristaux métalliques (Al, Cu, Ni...) présentent une structure dite cubique à faces centrées. Un tel édifice cristallin peut être considéré comme un





empilement compact de sphères dures, réparties en plans de types A, B, C (*fig.* 17). Dans un *cristal parfait*, l'ordre de succession ABCABC ... est toujours le même. Dans certains cas, par exemple sous l'effet de contraintes extérieures, des glissements peuvent se produire au sein de cet empilement, qui viennent détruire son ordonnance régulière en créant des *défauts d'empilement*. Ainsi, sur la *figure* 18a, la partie supérieure E' du cristal a glissé sur la partie inférieure E; dans E', chaque plan A devient un plan B et de même B → C et C → A. Tout se passe comme si un plan B avait été supprimé entre E et E'. Un tel défaut d'empilement est dit *intrinsèque*. Par deux glissements se produisant sur deux plans consécutifs (*fig.* 18b), on peut créer de même un défaut d'empilement *extrinsèque*, qui équivaut à introduire un plan supplémentaire dans l'empilement.

Une description analogue pourrait être faite pour la structure hexagonale compacte (Zn, Cd, Mg ...) que l'on peut aussi décrire comme un empilement compact du type ABAB ...

Au voisinage des défauts d'empilement, les liaisons atomiques sont modifiées par rapport au reste du cristal, ce qui correspond toujours à un accroissement d'énergie proportionnel à la surface de défaut. L'accroissement d'énergie γ par unité de surface est appelé *énergie de défaut d'empilement*. Nous allons voir dans le paragraphe suivant que ce paramètre joue un rôle fondamental dans la déformation plastique des cristaux.

Dissociation des dislocations

Dans une structure cubique à faces centrées, les plans compacts A, B, C, ... sont, du point de vue cristallographique, les plans d'indices (111), c'est-à-dire les plans de glissement habituels des dislocations. Une dislocation (D) de vecteur de Burgers $\vec{b} = \frac{1}{2}[10\bar{1}]$ est susceptible de se dissocier dans ce plan en deux dislocations partielles (D_1) et (D_2) de vecteurs de Burgers.

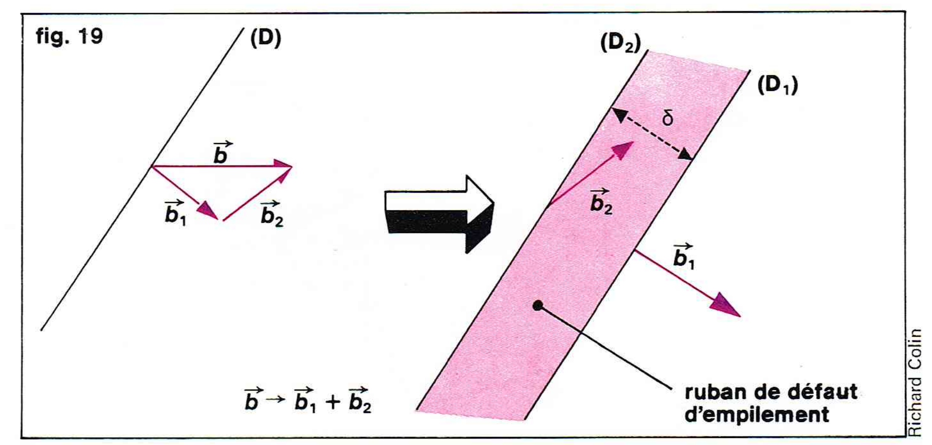
$\vec{b}_1 = \frac{1}{6}[11\bar{2}]$ et $\vec{b}_2' = \frac{1}{6}[2\bar{1}\bar{1}]$ (*fig.* 19).

En effet, $\vec{b} = \vec{b}_1 + \vec{b}_2$ donc le cisaillement total du cristal n'est pas modifié; $\vec{b}^2 > \vec{b}_1^2 + \vec{b}_2^2$, et cette dissociation conduit donc à une diminution de l'énergie élastique du cristal (voir plus haut). Il est aisé de voir (*fig.* 19) que le passage de la dislocation (D_1) dans le cristal fait apparaître un défaut d'empilement intrinsèque, tandis que la dislocation (D_2) restitue le cristal parfait. (D_1) et (D_2) sont donc séparées dans leur plan de glissement par un *ruban de défaut d'empilement*. On peut montrer que la largeur δ de ce ruban est inversement proportionnelle à l'énergie de défaut d'empilement γ du cristal. Notons que la dissociation des dislocations est observée également dans des édifices non compacts, comme la structure cubique centrée (Fe α, Nb, Cr...).

A titre d'exemple numérique, nous citerons trois cas :

aluminium	$\gamma \simeq$ 200 ergs/cm²	$\delta \simeq$ 2 Å ($\simeq r_c$)
cuivre	$\gamma \simeq$ 40 ergs/cm²	$\delta \simeq$ 12 Å
alliage Cu + 7 % Al	$\gamma \simeq$ 4 ergs/cm²	$\delta \simeq$ 114 Å.

On conçoit que le déplacement des dislocations dans le cristal (glissement ou montée) sera d'autant plus difficile que δ est plus grand, donc γ plus faible, ce qui explique l'importance accordée à ce paramètre.



▲ *Figure 18 : formation de défauts d'empilement intrinsèque* (a) *et extrinsèque* (b).
Figure 19 : dissociation d'une dislocation parfaite D *en deux dislocations partielles* D_1 *et* D_2.

Joints et sous-joints

Nous n'avons considéré jusqu'ici que des monocristaux. En réalité, la plupart des édifices cristallins sont constitués par un assemblage de cristaux, ou *grains*. Les parois séparant ces grains ont une influence importante sur les caractéristiques mécaniques de l'assemblage. Suivant que les cristaux adjacents sont ou non de même nature, on les appelle *joints de grains* ou *joints de phase*. En général, la déformation d'un polycristal aux basses températures s'effectue plus facilement à l'intérieur des grains qu'aux joints, tandis qu'à partir d'une température critique (température d'équicohésion), c'est la déformation aux joints qui devient prépondérante.

Les joints séparent en général des grains fortement désorientés. Il existe cependant des joints dits à faible désorientation (< 10°) ou sous-joints, qui peuvent être considérés comme des arrangements réguliers et très denses de dislocations. Les cristaux adjacents sont alors qualifiés de sous-grains, car ils résultent souvent de la subdivision d'un même grain initial. Comme dans le cas des autres défauts cristallins, la présence de joints ou de sous-joints augmente l'énergie de l'édifice cristallin.

Observation des défauts plans

Un matériau cristallin, un métal par exemple, observé à l'aide d'un microscope métallographique révèle en général la présence de grains, qui, parfois, peuvent aussi être vus à l'œil nu. Si le matériau est constitué d'une seule phase, ces grains sont de même nature et ont la même structure; cependant ils n'ont pas la même orientation, ce qui se traduit par des différences de propriétés d'un grain à l'autre. Il est aisé de révéler une telle structure micrographique en soumettant le matériau métallique à un polissage mécanique, chimique, voire électrolytique : les différences de dureté et de réactivité font apparaître les grains. De plus, les joints de grains qui constituent des zones désorientées constituent des sites préférentiels où viennent se rassembler les impuretés; ils sont aisément mis en évidence par légère attaque avec un réactif chimique, qui entraîne alors l'apparition d'un sillon intergranulaire. On peut également révéler la structure micrographique à l'aide d'une légère oxydation superficielle, ainsi que la structure d'un alliage polyphasé. Dans certains cas, on observe une précipitation de seconde phase, observation qui doit être rapprochée des caractéristiques du diagramme d'équilibre correspondant.

▶ *Figure 21 : différents types de sauts élémentaires en diffusion. L'atome migrant est représenté en bleu. 1, échange direct ; 2, échange cyclique ; 3, mécanisme laculinaire ; 4, interstitiel direct ; 5, interstitiel indirect ; 6, « Crowdion ».*

La diffusion

Les phénomènes de diffusion, c'est-à-dire de migration des atomes dans le réseau cristallin, jouent un rôle important — et souvent même primordial — dans l'élaboration et dans les transformations des matériaux cristallisés.

Une expérience simple de diffusion intermétallique consiste à accoler selon une surface plane deux échantillons de deux métaux de nature différente et à chauffer l'ensemble. La première expérience de ce type a été réalisée en 1896 entre l'or et le plomb. Ce genre d'expérience est en général fort complexe à analyser, car souvent les deux métaux A et B ne sont pas miscibles en toutes proportions ; on voit apparaître alors des phases stables à la température où a été réalisée la diffusion. Choisissons le cas apparemment plus simple de deux métaux miscibles en toutes proportions ; la variation de la concentration en fonction de la distance est schématisée sur la *figure* 20. Cette expérience apparemment simple est en fait assez délicate à interpréter. Pour s'en convaincre, il suffit d'isoler par la pensée un atome de B qui migre vers le solide A. Au début, cet atome est entouré uniquement d'atomes de B, puis, au fur et à mesure qu'il va se déplacer, il va être de plus en plus entouré d'atomes de A. Il en résulte que les forces interatomiques exercées sur cet atome B changent d'une façon continue.

On distingue :

— l'*hétérodiffusion* qui correspond à la diffusion d'un atome de nature différente de celle des éléments de la matrice. Ainsi, la diffusion du cuivre dans le nickel ou du zinc dans l'argent ;

— l'*autodiffusion* qui correspond à la diffusion d'un atome de nature identique à celle de l'un des éléments de la matrice. Le cas le plus simple est par exemple la diffusion du fer dans le fer ; pour l'étudier, on a recours aux traceurs radio-actifs, ce qui revient donc à étudier la diffusion de Fe dans Fe ou encore Ag dans Ag. La diffusion du zinc dans les laitons (Cu-Zn) constitue un autre exemple d'autodiffusion ; là encore on a recours aux traceurs radio-actifs pour l'étudier.

Sur le plan cinétique, on repère la vitesse de diffusion d'un élément donné dans une matrice donnée, par le coefficient de diffusion D :

$$D = \lim_{t \to \infty} \frac{\langle X^2(t) \rangle}{2t}$$

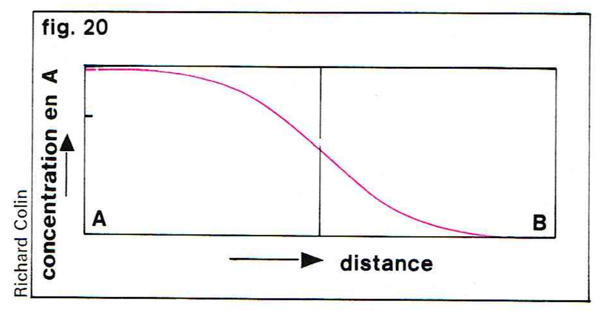
où $\langle X^2(t) \rangle$ est le parcours quadratique moyen des atomes et t le temps. Généralement, le coefficient D, dont l'équation aux dimensions est L^2T^{-1}, est exprimé en cm^2/s.

La diffusion est activée thermiquement : le coefficient de diffusion croît avec la température. La loi de variation pour un mécanisme donné se traduit par la formule d'Arrhénius :

$$D = D_0 \exp\left(-\frac{Q}{RT}\right)$$

où D_0 est le facteur de fréquence (cm^2/s), Q l'énergie d'activation exprimée en calories/mole et R = 1,93 calorie/mole × degré, la constante des gaz parfaits.

Si l'on considère, par exemple, le cas de l'autodiffusion par lacunes, l'énergie d'activation Q est la somme des enthalpies de formation ΔH_f et de migration ΔH_m des lacunes. Dans un cristal donné, le déplacement macroscopique d'atomes se produit par sauts élémentaires (schématisés sur la *figure* 21). L'énergie nécessaire mise en jeu pour effectuer ces sauts est fournie par l'agitation thermique. On constate donc que les défauts jouent un très grand rôle dans la diffusion.



▶ *Figure 20 : répartition de la concentration en élément A, exprimée en pourcentage dans le couple A/B après un recuit de diffusion.*
Figure 22 : représentation schématique de l'effet Kirkendall.

fig. 21

Richard Colin

L'évolution de la distribution d'un soluté dans un solide est donnée par la première loi de Fick si l'on considère la diffusion selon une direction x :

$$J = -D \frac{\partial c}{\partial x}$$

où J est le flux exprimé en atomes/cm^2 × s, et c la concentration exprimée en atomes/cm^3. En fait, la première loi de Fick n'est pas d'utilisation aisée pour déterminer le coefficient de diffusion. C'est pourquoi on préfère utiliser la deuxième loi de Fick, qui découle de la précédente, en appliquant le principe de conservation de la matière :

$$\frac{\partial c}{\partial t} = \frac{\partial}{\partial x}\left(D \frac{\partial c}{\partial x}\right)$$

où t est le temps.

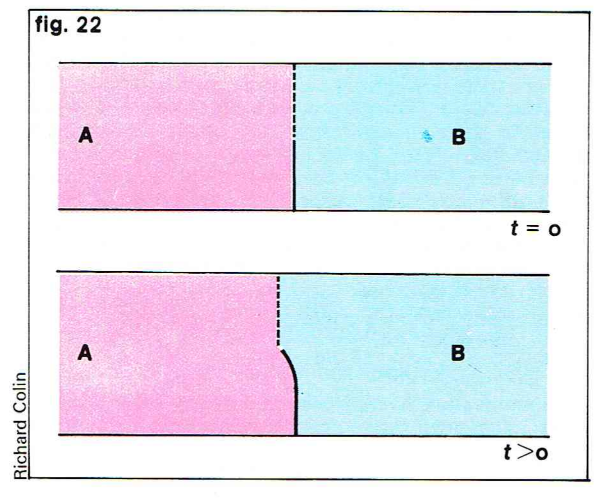
Dans le cas de la diffusion dans des systèmes homogènes, cette équation se simplifie, car D est alors une constante :

$$\frac{\partial c}{\partial t} = D \frac{\partial^2 c}{\partial x^2}$$

Les solutions $c(x)$ de cette équation aux dérivées partielles dépendent des conditions initiales et aux limites. Ces solutions sont en général bien connues ; cette dernière relation est identique à l'équation de Fourier pour la transmission de la chaleur.

Dans le cas de l'autodiffusion ou de la diffusion dans les systèmes dilués, on peut considérer, en première approximation, que les atomes constituent un réseau fixe dans lequel se déplace l'atome qui diffuse. Dans le cas des systèmes plus concentrés, le problème devient beaucoup plus compliqué. Pour un couple A/B, on déduit des expériences un coefficient de diffusion chimique $\tilde{D}$ qui représente une moyenne entre les coefficients des éléments A et B.

Si les éléments A et B diffusent à des vitesses différentes, les plans du réseau sont mobiles par suite de l'effet Kirkendall. Ce déplacement de plans réticulaires est bien



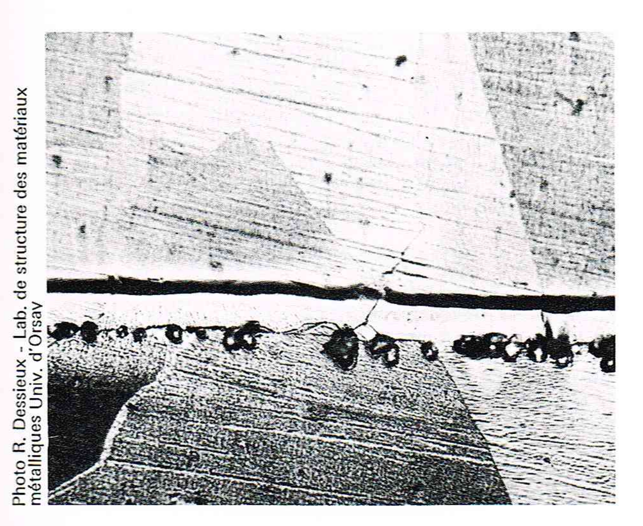


Photo R. Dessieux - Lab. de structure des matériaux métalliques Univ. d'Orsay



Photo G. Orabi - Lab. de métallurgie physique - Univ. d'Orsay



Photo G. Orabi - Lab. de métallurgie physique - Univ. d'Orsay

▲ ***En haut à gauche, formation de pores au cours du recuit de diffusion d'un couple Ni/Cu (OFHC) pendant 248 h à 896 °C. En haut à droite, diffusion intergranulaire révélée par autoradiographie (autodiffusion de ^{63}Ni dans l'alliage Fe-Ni 2 %) ; ci-dessus, micrographie correspondante.***

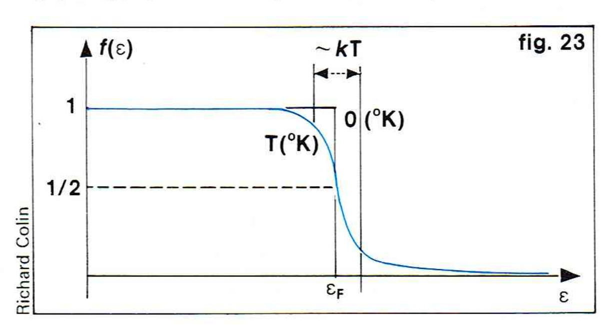
mis expérimentalement en évidence en repérant initialement le plan de soudure A/B à l'aide d'une mince feuille et de petits fils, tous en tungstène ; cette feuille bloque la diffusion dans une partie du couple et fournit ainsi une référence fixe (*fig.* 22). Par contre, après l'expérience, les fils se sont déplacés, montrant ainsi que les plans du réseau se sont eux-mêmes déplacés. L'effet Kirkendall est souvent accompagné de la formation de pores du côté du métal le plus rapide. Lorsque la diffusion s'opère par l'intermédiaire des lacunes ou des interstitiels, on parle de diffusion en volume. Toutefois, la diffusion peut s'effectuer selon des voies plus faciles : les courts-circuits de diffusion. Parmi ceux-ci figurent les joints de grains ; ils ont une importance pratique très grande, car ils vont accélérer la diffusion. L'énergie d'activation correspondante est inférieure à celle de la diffusion en volume. La diffusion préférentielle le long des joints de grains est clairement mise en évidence par autoradiographie.

Les propriétés électroniques

Un cristal est décrit, dans une première approche, comme un empilement de sphères dures en contact suivant certaines directions. Cependant, cette description très simple est incapable de rendre compte de certaines propriétés physiques, et notamment de la conductibilité électrique. Il faut donc, dans une deuxième approche, considérer le modèle électronique. Les électrons sont parfois liés aux noyaux, dans d'autres cas ils sont libres ; sous l'influence d'un champ électrique extérieur, les premiers ne peuvent pas se déplacer, et le solide est un isolant ; les seconds par contre sont mobiles et assurent la conduction électrique : c'est le cas des métaux. Pour rendre compte de cette différence, il faut s'intéresser au mouvement des électrons et faire appel à la mécanique quantique, la mécanique classique étant dans ce cas insuffisante.

Dans la théorie électronique des solides, on considère que les électrons se déplacent sans interaction ni entre eux, ni avec les ions du réseau. Dans cette approximation dite à un électron, ce dernier se déplace dans un potentiel dont la seule partie variable est le potentiel dû aux noyaux, le potentiel moyen dû aux autres électrons étant constant. Le potentiel variable possède les mêmes éléments de symétrie que la structure cristalline. On constate alors que l'énergie des électrons ne peut prendre que certaines valeurs dans des bandes d'énergies permises, à l'exclusion de bandes d'énergies interdites, d'où le nom de *théorie des bandes* donné à cette approximation. La formation des bandes elles-mêmes peut être expliquée simplement de la façon suivante : soit un cristal hypothétique constitué de N noyaux identiques placés à de grandes distances les uns des autres, mais occupant la même position relative que dans le cristal réel. Les électrons sont liés aux noyaux pour former des atomes en occupant les niveaux d'énergie 1 *s*, 2 *s*, 2 *p*, etc. Tous ces niveaux sont donc identiques pour les N atomes et sont donc N fois dégénérés. Si nous rapprochons maintenant les atomes pour les placer à la même distance les uns des autres que dans le cristal réel, la dégénérescence des niveaux est levée, et les niveaux d'énergie s'écartent en donnant naissance à des bandes d'énergies permises et interdites. L'ordre de grandeur des énergies mises en jeu est de l'ordre de quelques électrons-volts.

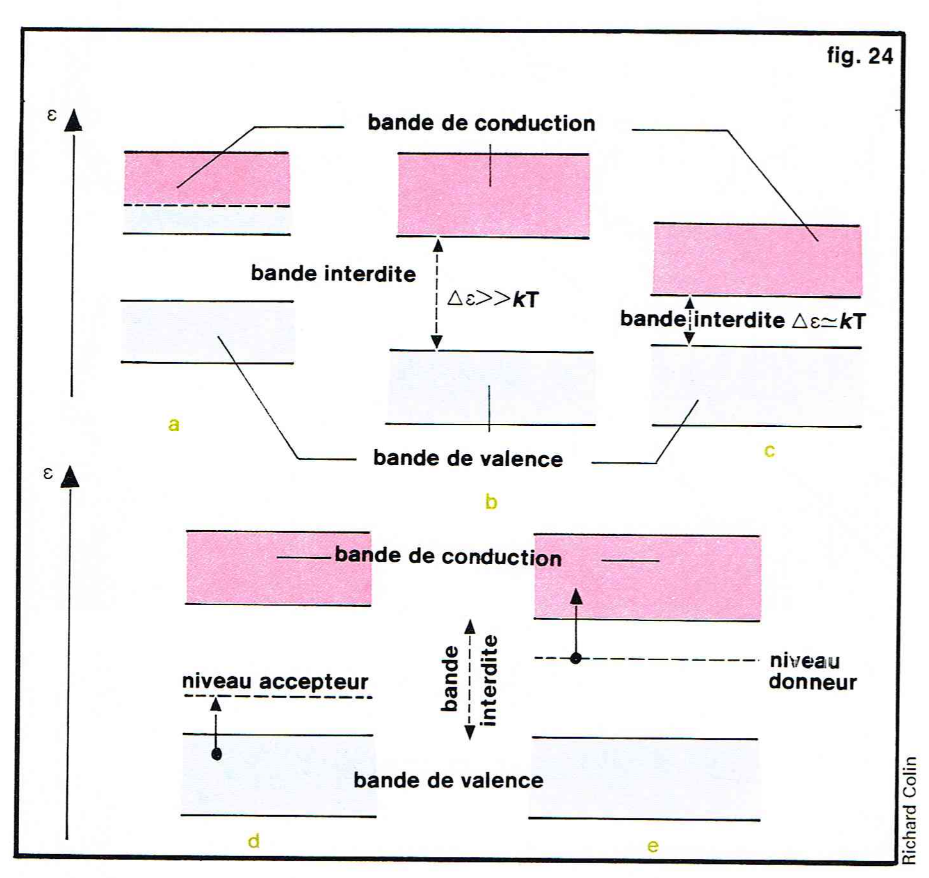
Pour préciser la différence entre conducteurs et isolants, il faut faire appel à la notion de remplissage des bandes. La statistique quantique de Fermi-Dirac permet, à l'aide de la fonction de distribution, de calculer le taux d'occupation d'un niveau d'énergie en fonction de la température. Cette fonction fait intervenir l'*énergie de Fermi* du système d'électrons qui, au zéro absolu, représente l'énergie maximale du dernier niveau occupé (*fig.* 23) ; quand la température s'élève, la discontinuité



◀ ***Figure 23 : variation de la fonction de Fermi-Dirac en fonction de l'énergie électronique ε. L'expression de cette fonction est :***

$$f(\varepsilon) = \left(1 + \exp \frac{\varepsilon_F - \varepsilon}{KT}\right)^{-1}$$

où ε_F est l'énergie de Fermi.



▲ ***Figure 24 : différents cas de remplissage des bandes d'énergie ;*** ***a, conducteur ;*** ***b, isolant ;*** ***c, semi-conducteur intrinsèque ;*** ***d, semi-conducteur*** p ***à impureté ;*** ***e, semi-conducteur*** n ***à impureté.***

dans la variation de la fonction de Fermi-Dirac en fonction de l'énergie est moins brutale ; cette discontinuité se produit sur un certain domaine d'énergie qui est de l'ordre de l'énergie d'agitation thermique kT, où k est la constante de Boltzmann et T la température absolue. Si le niveau de Fermi est situé au zéro absolu à l'intérieur d'une bande permise, le solide est un métal, et il est *conducteur*. Par contre, si le niveau de Fermi est situé exactement au sommet d'une bande permise, celle-ci est entièrement remplie ; le solide ne peut conduire le courant électrique : c'est un *isolant*. Toutefois, cet isolant peut présenter une bande interdite, immédiatement supérieure à la bande pleine, assez étroite pour permettre à certains électrons sous l'influence de l'agitation thermique (kT) de franchir cette bande interdite et d'occuper le fond de la bande permise suivante : le solide correspondant est un *semi-conducteur*. Le départ d'un électron laisse un trou électronique au voisinage du sommet de la dernière bande occupée ; ce trou transporte une charge positive $+|e|$, qui peut se déplacer en sens inverse des électrons sous l'effet du champ électrique. Dans un solide, la dernière bande d'énergie permise et entièrement pleine au zéro absolu s'appelle la *bande de valence*, et la bande suivante s'appelle la *bande de conduction*. Les différents cas de remplissage des bandes sont schématisés sur la *figure* 24. Un solide est donc conducteur si sa structure électronique présente au moins une bande partiellement pleine.

Dans le cas d'un *isolant*, pour lequel la bande d'énergie interdite est bien supérieure à l'énergie de l'agitation thermique kT, il existe une alternative permettant des sauts d'électrons. A cet effet, ajoutons au cristal une impureté qui possède un niveau discret d'énergie dans cette bande interdite et qui est susceptible d'accepter un électron ; un électron de la bande pleine peut sauter sur ce niveau, laissant un trou électronique. Ce trou va assurer la conduction : le solide correspondant est un semi-conducteur de type p (positif). Une autre impureté peut jouer le rôle de donneur d'électrons par fixation d'un électron dans la bande vide supérieure : cet électron assure la conduction : le solide est un semi-conducteur de type n (négatif).

Pour comprendre plus complètement la différence entre un métal, un isolant et un semi-conducteur, il est nécessaire d'étudier le mouvement des électrons sous l'influence d'une force électrique extérieure $\vec{F} = e\vec{E}$ où e est la charge électronique et $\vec{E}$ le champ électrique. En plus de cette force $\vec{F}$, l'électron est soumis aux forces dues au potentiel cristallin. On peut simplifier le problème et ne pas expliciter ces forces en remplaçant la masse réelle m_0 de l'électron par la masse effective m^* qui est différente de m_0. L'équation du mouvement s'écrit alors $\vec{F} = m^* \frac{d\vec{v}}{dt}$ où v est la vitesse et t le temps. Dans les métaux la masse effective au niveau de Fermi est voisine de la masse réelle ; il n'en est pas de même dans le cas des isolants et des semi-conducteurs. Indiquons enfin que la théorie électronique, qui permet de prévoir certaines propriétés physiques comme les conductibilités électrique et thermique, les chaleurs spécifiques, le paramagnétisme, permet également, en principe, de calculer l'*énergie de cohésion*, c'est-à-dire l'énergie nécessaire au zéro absolu pour séparer les atomes du cristal en les portant à l'infini pour éliminer toute interaction.

LES DIAGRAMMES D'ÉQUILIBRE

Les propriétés des alliages dépendent de leur constitution et de leur structure. Or la compréhension de la structure des alliages métalliques implique que l'on connaisse les diagrammes d'équilibre, d'où le grand intérêt de déterminer et d'étudier ces derniers.

Diagramme de solidification

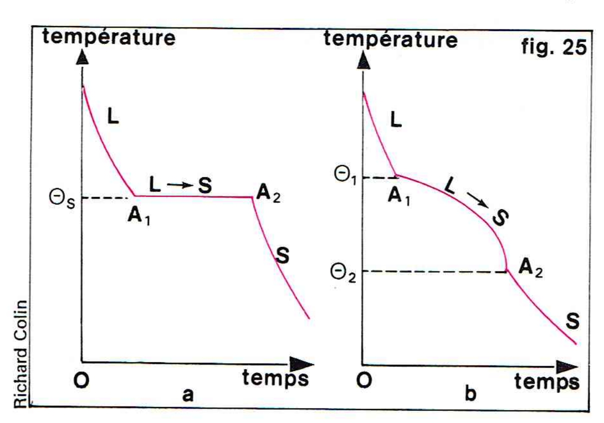
Sous une pression constante, un métal pur, que l'on refroidit depuis l'état liquide, se solidifie à une température θ_s bien définie et constante pendant tout le changement d'état (*fig.* 25a) ; cette température est appelée *température de solidification*. La courbe température-temps au cours du refroidissement est déterminée par analyse thermique. La solidification s'accompagne en général d'une diminution de volume : le *retrait ;* parmi les exceptions à cette règle, citons l'argent, la glace.

Cas des alliages quelconques

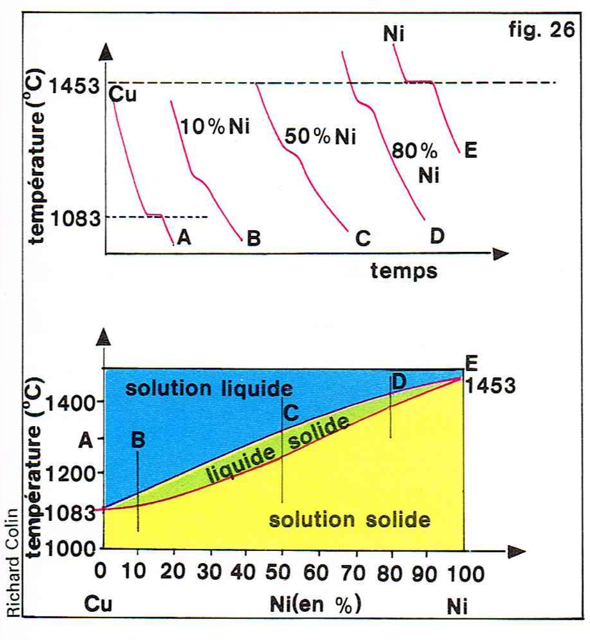
Si on considère maintenant un alliage de composition quelconque, la solidification opérée à pression constante commence à une température θ_1 et s'achève à une température θ_2 telle que $\theta_2 < \theta_1$ (*fig.* 25b) ; c'est-à-dire que le premier cristal apparaît dans le bain liquide à θ_1 et que les dernières traces de liquide se solidifient à θ_2. Souvent le métal, ou l'alliage, est encore à l'état liquide en dessous de sa température de solidification θ_s ou de début de solidification θ_1 ; ce phénomène de retard est la *surfusion*. Un refroidissement très lent est nécessaire pour l'observer. Pour faire passer un kilogramme de métal de l'état solide à l'état liquide, il faut fournir au système une quantité de chaleur (*tableau* VII). Au cours de la solidification, cette énergie est restituée au milieu extérieur.

Cas des alliages binaires

Considérons le cas des alliages binaires cuivre-nickel, et examinons les différentes courbes de refroidissement en fonction de la composition (*fig.* 26). On remarque des paliers de solidification isothermes à 1 083 et 1 453 °C pour les deux métaux purs. Par contre, tous les alliages



▶ ***Figure 25 : courbes de solidification d'un métal pur*** **(a)** ***et d'un alliage quelconque*** **(b).**



présentent un intervalle de solidification non isotherme. Si l'on représente les lieux des températures de début et de fin de solidification, on obtient deux courbes appelées respectivement *liquidus* et *solidus* (*fig.* 27). Ces courbes définissent pour les alliages d'une même famille les limites des domaines de coexistence des phases, mais également la composition de celles-ci. Précisons que tout point au-dessus du liquidus correspond à un alliage entièrement liquide, tandis que tout point au-dessous du solidus correspond à un alliage entièrement solide. Sur le même exemple du cuivre-nickel, considérons le refroidissement de l'alliage de composition globale C_1, depuis la phase liquide. A la température T_1 (*fig.* 27) apparaît le premier cristal de la phase solide dont la composition est C'_1. Au fur et à mesure qu'on va refroidir le système, le point représentatif de la composition globale invariable va rester sur la verticale passant sur C_1, mais les compositions de la phase liquide et de la phase solide en équilibre décrivent respectivement les courbes de liquidus et de solidus. Ainsi, le liquide et le solide en équilibre à la température T_2 auront pour compositions respectives C_2 et C'_2. Donc le liquide et le solide s'appauvrissent tous deux en nickel quand la température décroît. A la température T_3, la dernière goutte de liquide de composition C_3 va se solidifier, et le solide aura alors la composition C_1. Cela est valable uniquement si le système est constamment en état d'équilibre. Donc, à une température donnée, les compositions des phases solide et liquide sont données respectivement par les intersections de l'horizontale à la température considérée avec les courbes de solidus et de liquidus : c'est la *règle de l'horizontale*. Ces diagrammes indiquent en outre le pourcentage de phase liquide et de phase solide en équilibre. En effet, selon la règle dite des « segments inverses », le pourcentage de liquide à la température T_2 est $\frac{MS}{LS}$ et celui de solide est $\frac{ML}{LS}$. La composition du mélange solide + liquide varie avec la température à l'intérieur du fuseau ainsi tracé (*tableau* VIII).

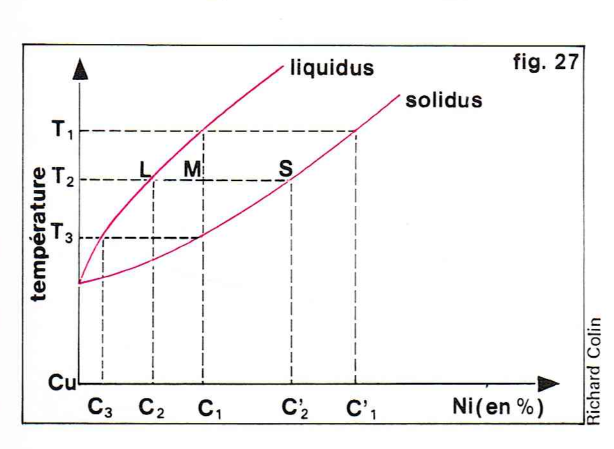


Tableau VII

Chaleur latente de fusion de quelques métaux

Métaux	Chaleur latente (en cal/g)
Plomb	5,9
Étain	14,5
Zinc	24,4
Argent	25
Cuivre	49
Fer	63,7
Nickel	71,6
Chrome	75,6
Magnésium	88
Aluminium	94,5

Tableau VIII

Composition du mélange solide liquide dans le cas d'un alliage binaire

Température (en °C)	Pour 1 000 kg d'alliage	
	solide (en g)	liquide (en g)
1 050	0	1 000
1 017	0	1 000
1 010	360	640
997	1 000	0
950	1 000	0

Les différents diagrammes d'équilibre présentent selon les cas les caractéristiques suivantes :

- *Miscibilité totale dans l'état solide.*

— *Diagrammes à un seul fuseau :* les températures de solidification de ces alliages sont toujours intermédiaires entre celles des métaux purs correspondants. En dehors du système Cu-Ni décrit précédemment, citons encore Cu-Pd, Ag-Au, Ge-Si, Bi-Sb.

— *Diagrammes à deux fuseaux :* les courbes des phases liquide et solide possèdent un point de contact à tangente horizontale; l'alliage dont la composition correspond à ce point de contact se comporte comme un corps pur. Comme exemples, citons : Fe-Cu, Cu-Mn, Sb-As, Au-Cu.

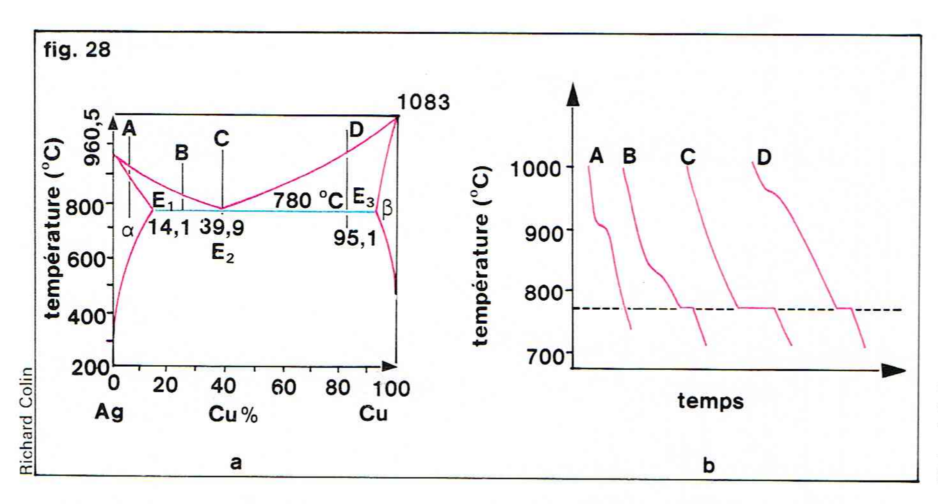
- *Miscibilités partielles dans l'état solide.* Dans la majorité des cas, il n'y a pas en effet miscibilité totale des constituants. Le cas le plus simple est celui de deux séries distinctes de solutions solides; il y a raccordement des deux fuseaux de solidification dans la région centrale du diagramme, et il apparaît un point d'équilibre invariant entre une phase liquide commune et deux phases solides appartenant aux deux séries de solutions solides. Suivant la température de ce point invariant par rapport aux températures de fusion des corps purs, on distingue :

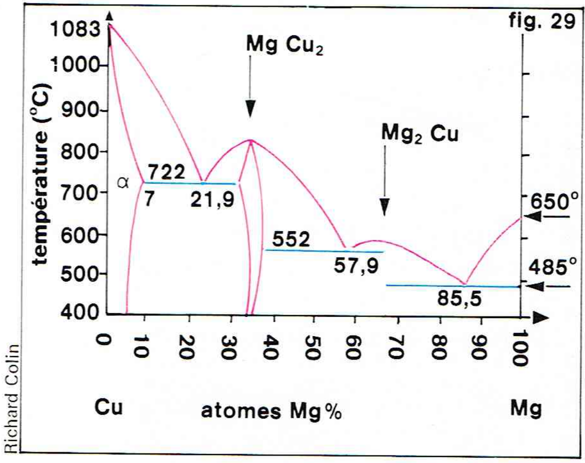
— Les *diagrammes avec point eutectique :* la température du point invariant est inférieure à la température de fusion des deux constituants purs (*fig.* 28). A la température du point invariant, il peut exister sur les courbes de refroidissement un palier isotherme qui correspond à l'équilibre :

$$\text{liquide } E_2 \leftrightarrows \text{ solide } E_1 + \text{ solide } E_3$$

▲ ***Figure 26 :** courbes de refroidissement d'alliages binaires Cu-Ni de différentes compositions* (a) *et diagramme d'équilibre correspondant* (b).
***Tableau VII :** chaleur latente de fusion de quelques métaux.*
***Tableau VIII :** composition du mélange solide-liquide pour différentes températures dans le cas d'un alliage binaire.*

◀ ***Figure 27 :** courbes de liquidus et de solidus d'un alliage binaire Cu-Ni de composition C_1; solidification par refroidissement lent.*





▲ *Figure 28 : a, diagramme d'équilibre du système binaire Ag-Cu (point eutectique E_2) ; b, courbes de refroidissement pour différentes compositions. Figure 29 : diagramme d'équilibre du système Cu-Mg.*

▼ *Figure 30 : diagrammes d'équilibre d'un alliage binaire A-B et variations correspondantes de l'enthalpie libre des solutions liquides et solides à une température T_1 donnée, en fonction de la composition de l'alliage ; a, diagramme à un seul fuseau ; b, diagramme dans le cas d'une transformation eutectique.*

La morphologie des phases solides dans de tels alliages reflète les caractéristiques de la solidification. Citons comme exemples d'alliages présentant un diagramme de ce type : Ag-Cu, Pb-Sn. On retrouve les mêmes caractéristiques pour des alliages présentant des miscibilités très faibles, voire négligeables, à l'état solide ; ainsi les alliages Ag-Si.

— Les *diagrammes avec point péritectique :* dans ces diagrammes, la température du point invariant est comprise entre les points de fusion des deux corps purs. A la température du point invariant correspond l'équilibre :

$$\text{liquide } P_1 + \text{solide } P_3 \leftrightarrows \text{solide } P_2$$

Le système Ag-Pt présente un diagramme de ce type.

● *Phases intermédiaires.* De nombreux systèmes binaires présentent des combinaisons chimiques définies qui se traduisent par des maximums sur la courbe de la phase liquide. Ces phases intermétalliques n'existent qu'à l'état solide et possèdent une structure cristalline différente de celle des métaux purs constitutifs. Ces phases existent souvent sur un certain domaine de composition, mais on les désigne par la formule stœchiométrique comprise dans ce domaine. Des systèmes peuvent même comporter plusieurs combinaisons intermétalliques : ainsi, dans le système Mg-Cu, existent les deux combinaisons $MgCu_2$ et Mg_2Cu (*fig.* 29).

Cas des alliages ternaires

Les principes que nous venons d'exposer pour les systèmes binaires sont applicables aux systèmes ternaires. On utilise toutefois pour les représenter un triangle équilatéral dans lequel un alliage de composition donnée est représenté par un point, la température étant portée perpendiculairement au plan du triangle. L'étude des équilibres de phases au cours du refroidissement se fait en projetant sur un même plan les différentes coupes isothermes selon les méthodes utilisées habituellement en cartographie.

fig. 30
température
T_A T_2 liquide T_1 solide T_B T_3
A B
ΔG O liquide O solide
A → composition B
température
T_A liquide T_B T_1 α β
A B
ΔG solide α solide β O O liquide
A → composition B
Richard Colin

Bases thermodynamiques des diagrammes d'équilibre

Soit un système chimique renfermant plusieurs constituants à l'équilibre à une température donnée. L'interprétation thermodynamique des diagrammes d'équilibre consiste à prévoir, pour cette température, la nature, le nombre et les compositions des phases en présence. L'état d'équilibre correspondant du système est réalisé dans les conditions considérées quand l'enthalpie libre G est minimale. Or on sait que G est reliée à l'enthalpie H et à l'entropie S par la relation : $G = H - TS$, où T est la température absolue.

L'approche thermodynamique va donc consister à étudier les variations ΔG en fonction de la concentration à la température considérée. Pour ce faire, on étudie séparément les variations ΔH et ΔS. Le cas le plus simple est celui d'un alliage binaire dont les deux constituants sont miscibles en toutes proportions. Pour le terme d'entropie, on ne conserve en général que la contribution de l'entropie de désordre, et on montre que la variation est continue en fonction de la composition. Quant à l'enthalpie, il faut tenir compte des types de liaisons, suivant que les voisins d'un atome donné sont de même nature ou de nature différente. A chacune des liaisons est associée une enthalpie élémentaire négative, calculée par rapport à un état de référence, par exemple celui des atomes isolés à l'état gazeux. Suivant les valeurs comparées de ces enthalpies élémentaires, nous aurons une solution solide ou un phénomène de démixtion ; dans ce dernier cas, le système est constitué par des agrégats d'atomes de même espèce.

A l'aide de la relation $\Delta G = \Delta H - T\Delta S$, on peut donc calculer la variation de l'enthalpie libre ΔG correspondant à la formation d'une phase. En superposant sur un même diagramme $\Delta G = f$ (composition) les courbes de variations d'enthalpie libre pour les différentes phases et en traçant les tangentes communes à ces courbes, on délimite l'étendue des domaines mono-, bi- ou triphasés.

La *figure* 30 représente deux exemples correspondant au cas d'une miscibilité totale à l'état liquide et à l'état solide pour un diagramme à un seul fuseau et au cas d'une transformation eutectique.

Conditions réelles de solidification

Les diagrammes précédents correspondent au cas où les différents systèmes considérés passent au cours du refroidissement par une succession d'états très proches de l'état d'équilibre à chaque température. En pratique, on est assez éloigné de ces conditions. On observe ainsi un phénomène de *ségrégation* dite *primaire,* qui va se traduire par une variation de la composition du cristal au cours de sa croissance. Les éléments étrangers ont tendance à se

rassembler dans les régions externes des cristaux. Cette ségrégation est gênante pour le métallurgiste, et il sera nécessaire, dans la mesure du possible, de la faire disparaître par des traitements thermiques et mécaniques. On observe également la *ségrégation* dite *secondaire*, ou encore majeure, qui se produit à l'échelle du *lingot*. Les impuretés, notamment celles qui donnent avec le métal de base des phases dont la température de fusion est faible, vont migrer vers la région centrale du lingot, la dernière à subir la solidification. Celle-ci s'accompagne en outre d'une accumulation de gaz occlus. Ces phénomènes jouent un rôle important dans les divers processus de solidification des lingots ; on y observe également la ségrégation inverse

Transformations à l'état solide

L'analyse de la solidification ne permet pas toujours de connaître la structure et les propriétés d'un système à température ordinaire. En effet, l'alliage est souvent le siège de transformations telles que la modification du nombre de phases, le changement de structure cristalline, qui se produisent à l'état solide.

Les transformations à l'état solide sont en général étudiées expérimentalement à l'aide des principales techniques suivantes : l'*analyse thermique* simple ou différentielle, l'*analyse dilatométrique* (*fig.* 31), et la *thermomagnétométrie*. Ces méthodes enregistrent les changements brutaux, plus ou moins importants, d'une ou plusieurs propriétés de l'alliage considéré, lorsqu'on atteint la température correspondant à un point de transformation ; il suffit donc de tracer en fonction de la composition de l'alliage le lieu de ces points pour établir les *lignes de transformations* et tracer le diagramme correspondant. L'étude d'autres propriétés physiques ou encore les essais chimiques et mécaniques permettent de compléter les informations obtenues. En outre, les observations micrographiques et la radiocristallographie sont souvent indispensables pour préciser certaines parties du diagramme et connaître la structure. La détermination des diagrammes est un travail de laboratoire délicat et méticuleux, mais indispensable pour les applications industrielles. La première étude fut réalisée sur les aciers aux laboratoires Schneider du Creusot et publiée en 1883.

Parmi toutes les transformations pouvant se produire à l'état solide, citons celles qui correspondent à la formation d'une nouvelle phase au sein d'un milieu monophasé et homogène : la *transformation allotropique* d'un métal pur ou d'un alliage, la *précipitation* d'un composé intermétallique et l'apparition de deux phases nouvelles au sein d'une solution solide *(transformation eutectoïde)*.

Du point de vue morphologique, ces transformations procèdent de la même façon. Au cours du refroidissement d'une phase homogène, à la température où cette phase devient instable, on voit apparaître des **germes**, petits individus cristallins constitués de la phase nouvelle ; ces germes vont ensuite croître aux dépens de la matrice dans laquelle ils se sont formés, d'où le nom de réaction par « germination et croissance ». Dans le cadre de la théorie classique de la *germination homogène*, pour que tout germe soit stable et puisse se développer ultérieurement, il doit avoir une taille critique. Si l'on considère la phase B qui se forme à partir de la phase A, le rayon critique r_0 est donné par :

$$r_o = \frac{-2\,\sigma}{\Delta G\ (A \rightarrow B)}$$

σ étant l'enthalpie libre superficielle de l'interface entre les phases A et B, et ΔG la variation d'enthalpie libre associée à la formation de la phase B à partir de la phase A. La valeur de r_0 dépend de la température, car ΔG (A → B) en dépend aussi.

Indiquons qu'il existe d'autres théories pour ces transformations et notamment celle de la décomposition spinodale.

Dans ce qui précède, les germes apparaissent au hasard au sein de la phase mère par suite des fluctuations de composition : c'est la germination homogène. Cependant, toutes les imperfections (joints de grain, dislocations) vont constituer des sites préférentiels pour l'apparition des germes : on parlera alors de processus de *germination hétérogène*.

La croissance des germes met en jeu la diffusion. Le système a tendance à réduire son enthalpie libre en diminuant la surface totale de la nouvelle phase ; le nombre de particules va décroître tandis que la taille moyenne de ces particules va croître. Si la transformation est réalisée à température modérée, on peut observer un développement des germes sous forme de plaquettes ou d'aiguilles parallèles à certains plans de la matrice.

Lignes de transformations

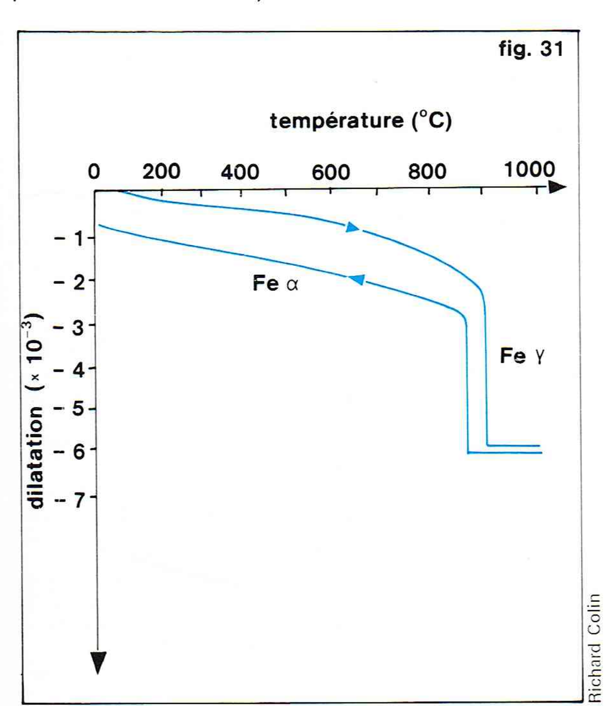
Les modifications subies par un alliage à l'état solide se traduisent sur le diagramme d'équilibre par des lignes de transformations. Examinons quelques exemples de transformations.

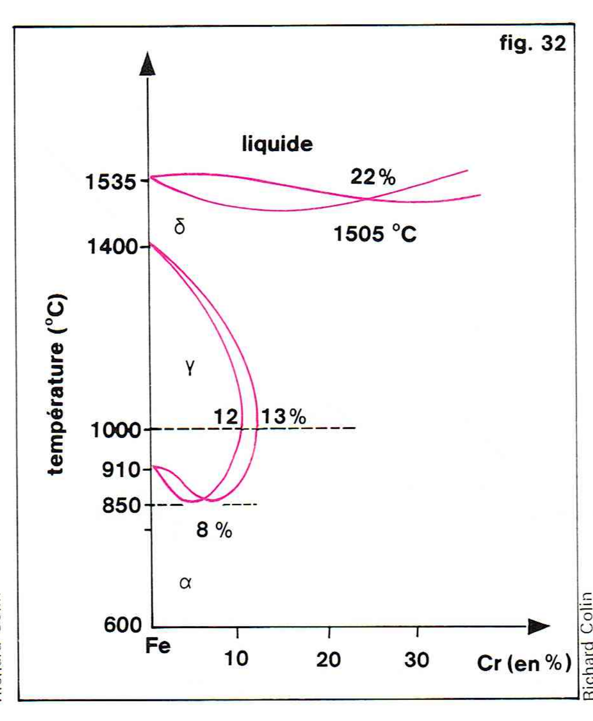
Les transformations allotropiques

Elles correspondent à un changement de structure. Par exemple, les transformations du fer pur :

Fer α (c. c.) $\xrightarrow{910\ °C}$ fer γ (c. f. c.) $\xrightarrow{1\,400\ °C}$ fer δ (c. c.)

Ces points de transformation varient quand on ajoute des éléments d'addition (*fig.* 32).



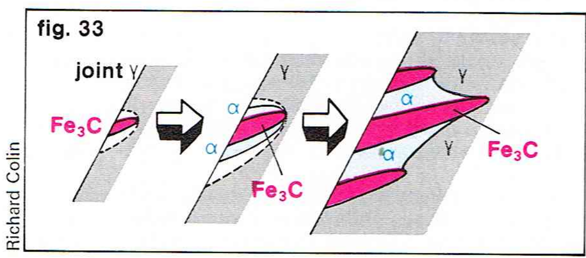


◀ *Figure 31 : courbe dilatométrique différentielle du fer mettant en évidence la transformation α → γ à 910 °C (d'après P. Lehr). Figure 32 : diagramme du système Fe-Cr du côté riche en fer, mettant en évidence l'influence du chrome sur les points de transformation allotropique du fer.*

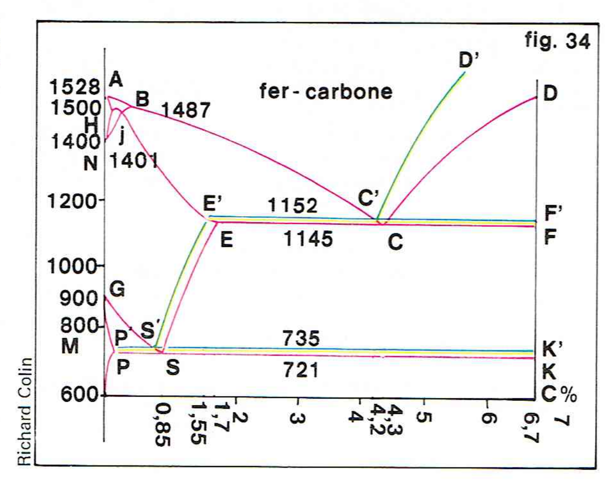


Photo G. Raclin - Lab. de métallurgie physique - Univ. d'Orsay

▶ *Structure perlitique dans un acier au carbone de composition eutectoïde.*



▶ *Figure 33 : représentation schématique du mécanisme de germination et de croissance de la perlite.*



▶ *Figure 34 : diagramme d'équilibre fer-cémentite (rouge) et fer-graphite (vert).*

Les transformations eutectoïdes

Au cours du refroidissement, une solution solide donne naissance, dans ce cas, à deux nouvelles phases qui diffèrent l'une de l'autre et de la matrice, à la fois du point de vue chimique et structural. A titre d'exemple, considérons des alliages Fe-C ; l'austénite α, de structure c. f. c., à 0,85 % de carbone, donne à 721 °C la perlite formée de ferrite (c. c.) et de cémentite Fe_3C suivant la réaction :

$$\text{solution solide } \gamma \leftrightarrows \text{solution solide } \alpha + Fe_3C.$$

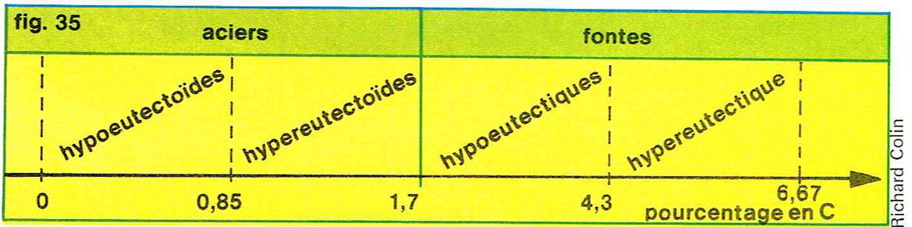
On observe une succession de lamelles alternées des deux phases (*fig.* 33) ; l'espacement entre lamelles dépend de la température. La croissance des lamelles implique la diffusion du carbone vers la cémentite.

Les transformations péritectoïdes

La réaction est la suivante :

$$\text{solution solide } \alpha + \text{composé} \leftrightarrows \text{solution solide } \beta$$

▼ *Figure 35 : classification des alliages fer-carbone selon la teneur en carbone.*



Diagrammes d'équilibre des alliages fer-carbone

A titre d'exemple, décrivons ces diagrammes qui ont évidemment une très grande importance, sur le plan pratique, puisqu'ils définissent les constituants des aciers et des fontes ; ils sont nécessaires pour la compréhension des traitements thermiques correspondants. Deux diagrammes d'équilibre peuvent être établis (*fig.* 34) : le diagramme fer-cémentite Fe-Fe_3C ou *diagramme métastable* et le diagramme fer-graphite Fe-C ou *diagramme stable*. La cémentite Fe_3C peut au cours du refroidissement être décomposée suivant la réaction :

$$Fe_3C \rightarrow 3\,Fe + C ;$$

la réaction inverse ne se produit jamais à l'état solide. Le graphite est considéré comme la phase stable et la cémentite comme la phase instable.

Diagramme fer-cémentite

● Les lignes de solidus et de liquidus font apparaître :
— un eutectique (4,3 % C, 1 145 °C) appelé la lédéburite ; deux phases sont alors en présence : l'austénite à 1,7 % de carbone, et la cémentite ;
— une solution solide de carbone dans le fer γ (c. f. c.) : l'austénite ;
— un composé défini (6,67 % C) : la cémentite Fe_3C.

● Les lignes de transformation en phase solide indiquent l'existence :
— d'un eutectoïde (0,85 % C, 721 °C) : la perlite constituée de ferrite à 0,02 % de carbone et de cémentite Fe_3C ;
— d'une solution solide de carbone dans le fer α (c. c.) : la ferrite.

Remarquons que la solubilité maximale du carbone dans l'austénite (1,7 %, 1 145 °C) est bien supérieure à celle qu'il connaît dans la ferrite (0,02 % à 721 °C).

Les alliages fer-carbone sont classés en *aciers* (alliages qui contiennent jusqu'à 1,7 % de carbone) et en *fontes* (alliages contenant de 1,7 à 6,67 % de carbone) [*fig.* 35].

Diagramme fer-graphite

Ce diagramme est analogue au précédent et présente d'ailleurs avec lui une partie commune : les phases sont du même type que celles rencontrées précédemment ; il faut toutefois remplacer la cémentite par le graphite. Quelques petites différences apparaissent quant aux coordonnées des points eutectique (4,2 % C, 1 152 °C) et eutectoïde (0,7 % C, 735 °C).

Dans les fontes, on distingue :
— les *fontes blanches,* ainsi appelées en raison de l'aspect de leur cassure ; elles se refroidissent suivant les lignes du diagramme fer-cémentite ;
— les *fontes grises,* dont la cassure a une couleur grise ; elles effectuent une partie au moins de leur refroidissement suivant le diagramme stable fer-graphite. La fonte grise a l'inconvénient d'être fragile. Pour améliorer sa résistance, on peut ajouter au métal de base des éléments d'alliages (Ni, Cr, Mn) ou encore modifier la morphologie du graphite ; ainsi, au lieu d'avoir des lamelles, on peut obtenir le graphite sous forme sphérique : c'est la fonte à graphite sphéroïdal.

Dans le cas des aciers non alliés, la lecture du diagramme fer-cémentite indique les phases formées à une température donnée par refroidissement lent.

Les lignes de transformations du diagramme fer-cémentite sont symbolisées par la lettre A, affectée d'un indice qui correspond aux transformations observées au chauffage : A_1 : ligne de transformation eutectoïde (721 °C) ; A_2 : ensemble des points de Curie du fer pur et de ses solutions ferritiques ; A_3 : courbe de dissolution de la ferrite primaire dans l'austénite ; A_{cm} : ligne de dissolution de la cémentite secondaire dans l'austénite.

En pratique, les transformations ne s'effectuent jamais exactement aux températures lues sur le diagramme d'équilibre. On observe en effet un certain retard. Ainsi, au cours du chauffage, la transformation correspondant au point A_3 se produira au point A_{c3} situé à une température supérieure. Au refroidissement, on observe le même retard : le phénomène est inversé et le point correspondant est A_{r3}. L'écart entre les points A_{c3} et A_{r3} est d'autant plus grand que la vitesse de chauffage ou de refroidissement est grande. Cet effet d'hystérésis peut atteindre 20 °C.

1-2-3-4 : photos M. D. Olory - Dépt de génie mécanique - U.T.C.

5-6-7-8-9 : photos G. Raclin - Lab. de métallurgie physique - Univ. d'Orsay

▲ 1, *acier à 0,1 % C ;*
2, acier à 0,48 % C ;
3, acier à 0,48 % C (grossissement supérieur) ;
4, acier à structure martensitique ;
5, fonte blanche hypereutectique ;
6, fonte blanche hypo-eutectique ;
7, fonte grise-graphite en lamelles à distribution isotrope ;
8, fonte grise-distribution du graphite en rosettes ;
9, fonte grise perlitique.

Autres transformations à l'état solide

Nous avons décrit précédemment des transformations où intervient la diffusion et qui sont dites transformations par germination et croissance. Elles figurent sur les diagrammes d'équilibre et correspondent à un refroidissement lent. Parmi ces transformations, nous avons signalé les réactions de précipitation et les réactions eutectoïdes. Mais d'autres transformations peuvent se produire sans diffusion ; ce sont les transformations martensitiques.

Les transformations martensitiques

La transformation d'une phase donnée en une nouvelle phase de même composition s'y effectue sans diffusion. Elle intervient dans la formation de la martensite des aciers à partir de l'austénite (d'où son nom). Elle se produit brutalement au refroidissement à partir d'une certaine température (point M_s pour les aciers). Presque toute la phase martensitique susceptible de se former à une température donnée apparaît d'emblée dès qu'on atteint cette température ; et si on maintient cette température, la transformation cesse. Par contre, si on diminue la température, le processus reprend par formation de nouveaux cristaux de martensite, et non par croissance des précédents. Le taux de transformation est fonction de la température. La martensite se présente en lamelles ou encore en aiguilles qui surgissent en un temps très court (10^{-4} s environ). Les transformations martensitiques ont lieu à des températures assez faibles pour lesquelles la mobilité des atomes est faible.

Dans certains cas, cette transformation caractérisée par un changement de volume s'accompagne d'un cliquetis audible. Du point de vue structural, la transformation martensitique résulte d'un mouvement coopératif des atomes ; le mécanisme est assimilable à un cisaillement. A cause du mouvement coordonné des atomes, il existe une relation cristallographique entre les deux phases.

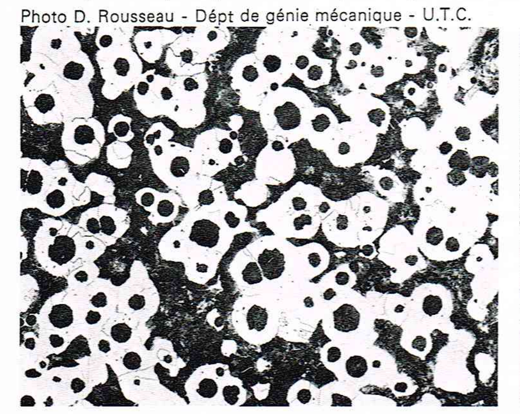
Autres transformations

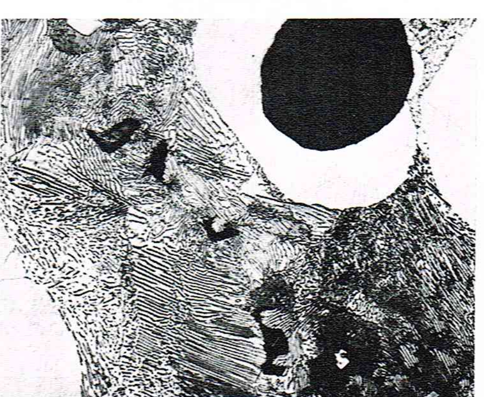
Il existe des transformations intermédiaires dans lesquelles interviennent à la fois un phénomène de diffusion à courte distance et une transformation martensitique. Citons la *transformation bainitique* rencontrée dans le cas des aciers et la *transformation massive* observée dans les aciers Maraging.

▼ *A gauche et au milieu, structures micrographiques d'une fonte à graphite sphéroïdal à matrice ferritoperlitique (grossissements faible et fort).*
A droite, aiguille de martensite (acier à 1,2 % C).

Photo D. Rousseau - Dépt de génie mécanique - U.T.C.

Photo R. Dessieux Univ. d'Orsay







▶ *Martensite massive Fe-Ni 28.*



Photo R. Dessieux - Lab. de structure des matériaux métalliques - Univ. d'Orsay

STRUCTURES PARTICULIÈRES

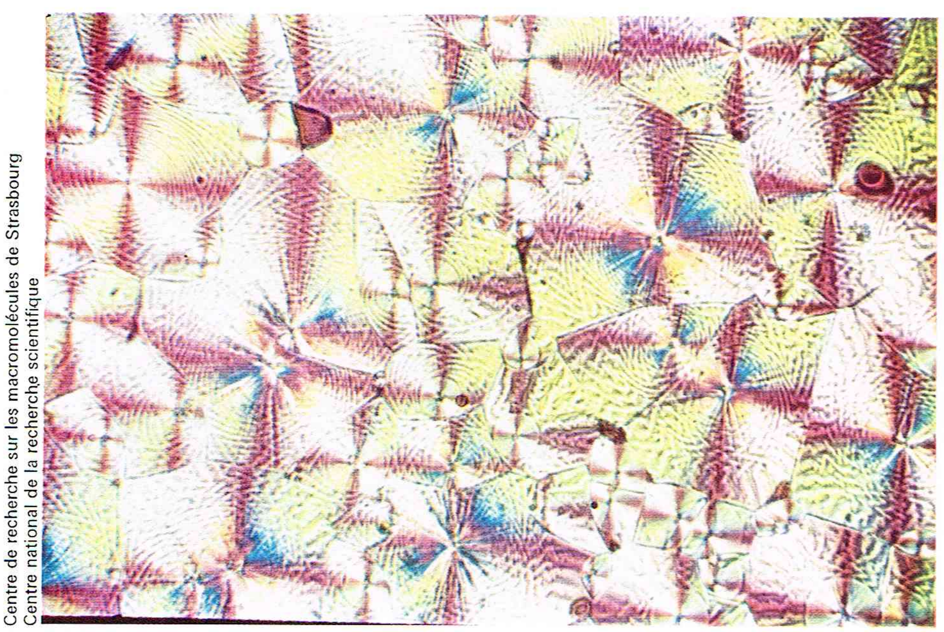
Les polymères

Les polymères apparaissent comme des matériaux très différents de ceux qui sont extraits du milieu minéral.

Bien avant les progrès spectaculaires de la chimie organique à la fin du XIXe siècle, bien avant la découverte de leur structure particulière, des matériaux organiques polymériques étaient utilisés. Laque, vernis, enduit, gomme et autres produits extraits de la nature ont tenu une place importante dans la vie quotidienne de l'homme. Plus récemment le caoutchouc extrait de l'hévéa a vu ses débouchés se développer considérablement de par l'avènement de la civilisation technologique au XIXe siècle. Quelques dizaines d'années avant, Joule avait étudié les curieuses propriétés d'élasticité de ce composé, sans pouvoir expliciter clairement l'origine de ce comportement.

Avant de participer de manière décisive au développement des polymères, les chimistes organiciens avaient constaté que, lors de certaines expériences, ils obtenaient au fond de leurs ballons des masses solides plus ou moins plastiques, quelquefois caoutchoutiques, qu'il était très difficile de dissoudre mais dont la composition chimique n'était pas différente de celle d'un composé organique classique. De même il avait été constaté que le caoutchouc extrait de l'hévéa répondait à la formule chimique C_5H_8 et que par pyrolyse on obtenait un liquide volatil répondant à la même formule : l'isoprène. Les solutions de ces masses solides présentaient des comportements bizarres, en particulier des viscosités très importantes pour des concentrations relativement faibles. Les phénomènes de coagulation de ces solutions amenèrent la théorie des micelles, sorte d'agrégats de molécules qui expliquait l'identité des compositions associée à des propriétés différentes. Ce n'est qu'en 1930, à la suite de travaux de plusieurs chercheurs dont le plus important fut Staudinger, que le concept de *macromolécule* s'est imposé.

▼ *Sphérolites de polyoxy-éthylène (microscope polarisant).*



Centre de recherche sur les macromolécules de Strasbourg
Centre national de la recherche scientifique

La structure de base d'un polymère est la macromolécule ou molécule géante. L'image d'une chaîne de grande longueur représente bien cette structure et les spécialistes utilisent souvent le terme « chaîne macromoléculaire ». La molécule de base d'un polymère, c'est-à-dire l'élément constitutif de la chaîne macromoléculaire, est répétée un grand nombre de fois suivant un mode plus ou moins régulier selon les méthodes d'obtention. D'après cette structure, les maillons élémentaires ont donc des interactions fortes avec leurs voisins situés dans la même chaîne mais des interactions beaucoup plus faibles avec les maillons d'une autre chaîne voisine. Dans le polyéthylène, par exemple, l'élément constitutif — CH_2 — est lié à ses voisins de la même chaîne par de fortes liaisons C—C et à d'autres éléments —CH_2— d'autres chaînes par des liaisons beaucoup plus labiles.

```
/\/  —  CH2  —  /\/
         :
/\/  —  CH2  —  /\/
         :
/\/  —  CH2  —  /\/
```

La chaîne macromoléculaire, comme une ficelle ou une chaîne classique, possède des propriétés de flexibilité. A l'état fondu, en solution et souvent à l'état solide, la grande flexibilité des chaînes macromoléculaires entraîne une structure en pelote repliée, chaque chaîne étant très fortement enchevêtrée avec ses voisines. A partir de cette structure de base en pelote repliée et enchevêtrée, il est possible d'expliquer le comportement des matériaux polymériques, qu'ils soient constitués de chaînes indépendantes comme dans les thermoplastiques ou d'un réseau, sorte de filet tridimensionnel, comme dans les composés dits thermodurcissables. En particulier, le comportement caoutchoutique, spécifique d'une structure macromoléculaire, s'explique par l'élasticité de caractère entropique, liée aux possibilités de repliement et dépliement des chaînes.

Depuis 1930, des progrès considérables ont été effectués dans la connaissance des polymères et en particulier sur l'état solide. Il a été montré très tôt que certains des polymères synthétiques alors connus présentaient des zones ordonnées, microcristallines, mises en évidence par la diffraction des rayons X. Ce n'est qu'à partir des années 1950 que la structure exacte de ces zones fut démontrée. Les chaînes macromoléculaires peuvent, si elles sont régulières et sans défaut, constituer un réseau cristallin sous la forme de lamelles où elles se trouvent perpendiculaires au plan de chaque lamelle et sous forme repliée. Un polymère semi-cristallin est un assemblage complexe de ces lamelles élémentaires et de matériau non ordonné dit amorphe. Un polymère dont la chaîne constitutive est irrégulière ne pourra s'organiser en unités ordonnées et gardera ainsi une structure amorphe.

Au cours des années d'après-guerre se sont précisés, outre la structure semi-cristalline, les propriétés et comportements des nombreux polymères que la chimie mettait à la disposition des utilisateurs. Citons : la transition vitreuse, point de transition entre le solide rigide et le solide caoutchoutique ; le comportement visco-élastique ou l'influence du temps sur la déformation des polymères ; la viscosité à l'état fondu.

Cet accroissement rapide des connaissances a été favorisé par le développement considérable, presque explosif, des matériaux polymériques. Presque nulle avant 1939, la consommation mondiale est actuellement supérieure à 30 millions de tonnes. On est loin des tonnages des métaux, mais en prix, le chiffre atteint la moitié de celui des aciers. Il n'est pas un secteur de l'industrie et de la consommation qui ne soit très fortement pénétré par ces matériaux. Un des facteurs dominants de leur succès est lié à leur facilité de transformation en produits finis. Les techniques de moulage, formage, filage, enduction...,

permettent un gain considérable sur le coût de fabrication. Allié à d'autres propriétés telles que légèreté, aspect, résistance à la corrosion, ce facteur explique le boom des matières plastiques de ces trente dernières années.

La création de ces produits synthétiques nouveaux ne doit pas faire oublier que les matériaux naturels, laine, coton, cuir, bois, chanvre, jute, etc., possèdent tous une structure de base macromoléculaire. Les progrès dans le domaine des polymères ont permis une connaissance maintenant précise de ces substances. Ceci est vrai également dans le cas des matériaux biologiques tels que les os et cartilages ou les constituants de tendons, artères, membranes, etc. La compréhension de ces structures d'origine naturelle a beaucoup apporté à l'homme. C'est peut-être un des facteurs de développement actuel de nouveaux matériaux comportant des structures complexes à plusieurs phases.

En effet, l'association de deux matériaux peut non seulement combiner deux propriétés désirées, par exemple rigidité et résistance chimique, mais aussi faire apparaître des comportements nouveaux. Un des exemples les plus simples est celui des composites résine-fibre de verre où l'association du verre très fragile et d'une résine peu rigide permet la préparation de structures dont le rapport résistance mécanique sur poids est supérieur à celui de tous les métaux.

Les progrès actuels et futurs sont liés à l'obtention de structures de plus en plus complexes et spécifiques. Parmi les réalisations développées ou en voie de l'être, citons : les mélanges polyphasiques pour une meilleure résistance au choc, les fibres à base de chaînes macromoléculaires ultra-orientées, les mousses et leur utilisation dans des structures de type sandwich.

Et l'homme, dans sa quête éternelle d'innovation, refera ces structures compliquées que la nature fabrique seule et si facilement.

Les céramiques et les verres

La céramique apparaît, sous forme de briques, en Égypte, vers 6000 avant Jésus-Christ. Le verre, quant à lui, est un matériau plus « jeune ». On en trouve les premières traces en Orient au quatrième millénaire avant notre ère. Ces deux types de matériaux comptent donc parmi les plus anciens utilisés par l'homme. Cependant, ils n'ont rien perdu de leur intérêt et connaissent même depuis peu des développements entièrement nouveaux. Les céramiques ont vu leurs matières premières se diversifier considérablement, tandis que l'on comprenait beaucoup mieux la structure physico-chimique du verre.

Les céramiques

Il est devenu très difficile de donner une définition générale des céramiques. On peut cependant qualifier ainsi l'ensemble des substances obtenues par chauffage à haute température de matières minérales non métalliques. Une telle définition « macroscopique » comprend les verres comme cas particulier. C'est seulement au niveau microscopique qu'une distinction sera possible.

L'histoire de la céramique traditionnelle, obtenue par cuisson des argiles, commence, nous l'avons vu, au sixième millénaire avant J.-C. Bien que ce matériau ait considérablement évolué, des vases grecs et étrusques aux porcelaines du XVI[e] siècle, et de la faïence italienne aux porcelaines dures de la fin du XVIII[e] siècle, il n'avait cependant servi jusqu'à une date récente qu'à fabriquer des briques, de la vaisselle et des produits réfractaires. Ce n'est qu'après la Seconde Guerre mondiale que les besoins de l'aéronautique, de l'électronique et des techniques nucléaires amenèrent le développement de nouveaux produits.

La céramique traditionnelle

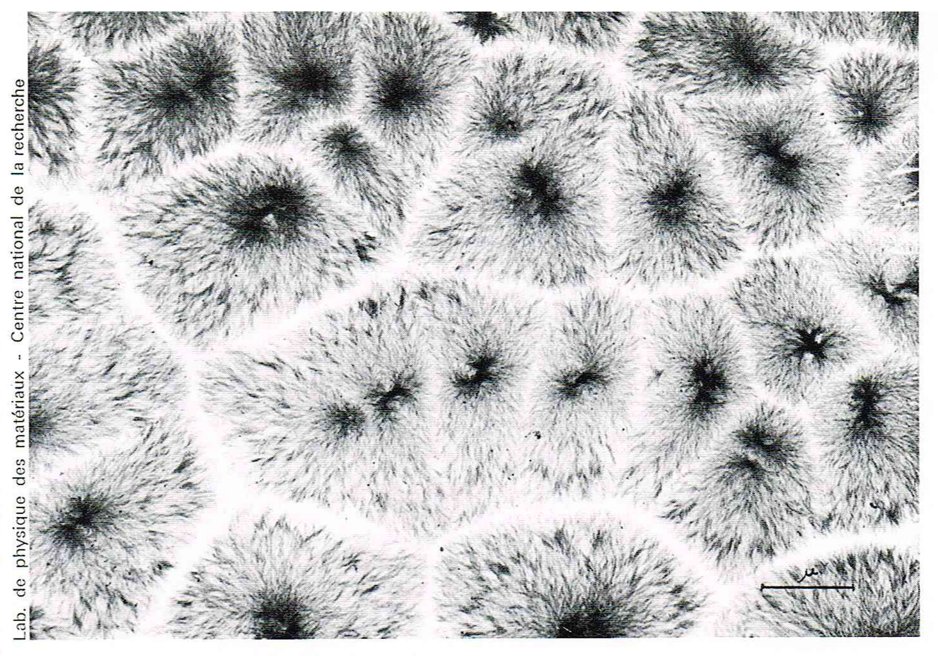
La matière première essentielle pour la fabrication de la céramique traditionnelle est la kaolinite ($Al_2Si_2O_5(OH)_4$) que l'on utilise sous forme plus ou moins pure : le kaolin donne des produits à pâte blanche, tandis que les diverses argiles donnent des produits colorés. Le kaolin est habituellement mélangé à des produits siliceux, tels le feldspath et le quartz. L'argile additionnée d'eau donne au mélange sa plasticité avant cuisson, tandis que le quartz finement broyé évite le retrait lors du séchage. Le feldspath joue également un rôle essentiel en abaissant la température de cuisson du mélange. On distingue habituellement deux types de produits.

● *Les produits à pâte poreuse,* qui présentent une cassure opaque et terreuse. Ils sont perméables aux liquides et aux gaz et constituent des adsorbants. Ces propriétés s'expliquent par l'existence, dans la masse du matériau qui n'est pas fondu, de pores communicants. On rangera dans cette catégorie, à côté des terres cuites, des faïences et des briques, les matériaux réfractaires caractérisés par leur inertie thermique et chimique.

● *Les produits vitrifiés,* qui, au contraire des précédents, sont imperméables aux fluides. Leur cassure est luisante et ils ne sont pas adsorbants, car ils ne comportent que des pores fermés. Parmi les modifications induites par la cuisson dans ces produits, les deux plus importantes sont la formation de mullite à partir des silicates d'alumine portés à haute température et l'apparition d'un verre jouant le rôle de liant des matériaux originels non fondus comme le quartz.

Les céramiques à pâte vitrifiée comprennent les porcelaines, à pâte blanche, dures ou tendres suivant la température de cuisson, et les grès, que l'on qualifie de naturels s'ils sont composés d'une seule argile, et d'artificiels si on les obtient à partir d'un mélange d'argiles approprié.

Nous ne nous étendrons pas ici sur les diverses techniques de moulage qui permettent de donner au mélange plastique la forme souhaitée. Cette opération laisse en effet la structure du matériau inchangée. Il n'en est pas de même du séchage, au cours duquel on élimine l'eau des produits argileux, suffisamment lentement pour qu'il n'y ait pas rupture du matériau.



Lab. de physique des matériaux - Centre national de la recherche

▲ *Sphérolites dans un film de rilsan.*



E. Lessing - Magnum

▼ *Vase grec en céramique montrant Ulysse rapportant des cadeaux à Ithaque.*

La cuisson des objets façonnés s'effectue dans des fours dont on estime la température soit à l'aide de pyromètres électriques ou optiques, soit de façon plus spécifique en observant le ramollissement des cônes de Seger. Des modifications importantes du matériau ont lieu au cours de la cuisson : bien que son poids diminue, le phénomène de retrait augmente sa densité, tandis que sa solidité s'accroît. Le produit présente aussi d'importants changements de coloration, passant du blanc au crème, au rouge ou au brun foncé.

La cuisson provoque également des transformations chimiques considérables au sein du matériau. Après élimination de l'eau, les produits argileux sont transformés en mullite ($3Al_2O_3$, $2SiO_2$) et silice. On observe d'importantes variations dans la cristallisation de la mullite suivant la nature et la masse de la phase liquide qui se transforme au cours du refroidissement en une phase vitreuse. Cette vitrification est d'ailleurs plus ou moins complète suivant la vitesse de refroidissement.

La céramique se compose donc principalement de cristaux de mullite et de silice dispersés dans une phase amorphe. A ces constituants majeurs s'ajoutent diverses impuretés et des gaz.

Les produits céramiques récents

Céramiques nucléaires

L'uranium est un métal dont la température de fusion est assez basse, il présente un grand nombre de transformations de phases et une certaine anisotropie en phase α. De surcroît, il est pyrophorique et se corrode dans certains milieux tels que l'eau. Le thorium présente également un grand nombre d'inconvénients et n'est pas supérieur à l'uranium sur le plan mécanique. On a donc eu l'idée de pallier ces inconvénients en utilisant des céramiques à base d'oxydes ou de carbures de matériaux fissiles. Malheureusement, la proportion de matière active y est plus faible que dans le métal et la résistance aux chocs thermiques est moins bonne. Le monocarbure d'uranium est meilleur conducteur thermique que l'oxyde et a de bonnes qualités mécaniques quand il est fritté ; cependant, il reste pyrophorique. On l'utilise en général dans les réacteurs refroidis au sodium fondu où il est plus stable qu'en présence de gaz carbonique.

Céramiques pour outils

Les carbures, borures, siliciures, nitrures et oxydes sont extrêmement durs, mais ont une très faible résistance mécanique, il n'est pas question d'en faire des outils de coupe. Par ailleurs, on sait que des carbures métalliques donnent une très grande dureté à certains alliages dont le type même est l'acier. On a donc songé à réaliser des céramiques de coupe en mélangeant des produits céramiques (oxydes, nitrures, carbures) et des métaux : ce sont les cermets.

Verres céramiques

Ces matériaux sont intermédiaires entre le verre et la céramique. Du premier ils ont les caractéristiques de moulage, et de la seconde ils ont la texture finale. Ce sont des produits initialement amorphes comme les verres, auxquels on a fait subir une cristallisation partielle et contrôlée. Ils ont d'excellentes propriétés mécaniques, thermiques et électriques, et constituent des matériaux de choix pour l'industrie aérospatiale.

▼ ***Tableau IX : composition d'un verre industriel.***

Tableau IX
Composition d'un verre industriel

Composants	Pourcentages
Silice (SiO_2)	70
Alumine (Al_2O_3)	2
Oxyde de sodium (Na_2O)	14
Oxyde de potassium (K_2O)	0,5
Chaux (CaO)	10
Magnésie (MgO)	3,5

Les verres

Les verres sont caractérisés par l'isotropie de leurs propriétés qui les distingue des autres matériaux dont la plupart sont cristallisés. Cette isotropie est le reflet d'une absence d'ordre microscopique : le verre est un matériau amorphe. On conçoit actuellement un verre comme un réseau désordonné. Cependant, l'état vitreux, en raison même de son absence d'ordre, reste encore mal connu.

Composition

Le *tableau* IX donne la composition d'un verre industriel moyen. Cette composition finale est obtenue à partir d'un mélange de minéraux naturels portés à haute température :

— le sable de Fontainebleau ou le quartz naturel broyé fournit la silice ;

— le feldspath très pur produit de l'alumine, que l'on peut également introduire sous forme d'alumine hydratée chimique obtenue à partir de la bauxite ;

— la soude et la potasse donnent des oxydes alcalins ; on peut également utiliser des carbonates ;

— enfin, le calcaire et la dolomie fournissent la chaux et la magnésie, que l'on peut d'ailleurs ajouter directement au mélange.

Structure

Dans la silice pure, chaque atome de silicium est lié à quatre atomes d'oxygène, et chaque atome d'oxygène est lié à deux atomes de silicium. Il n'y a pas de liaison Si—Si ni de liaison O—O. La longueur de la liaison Si—O est de 1,62 Å, mais les angles valentiels n'ont pas des valeurs absolument fixes. Deux atomes de silicium sont placés de part et d'autre d'un atome d'oxygène, et l'angle valentiel de deux liaisons Si—O est voisin de 110°. Ces caractéristiques conduisent à la formation du réseau périodique du quartz. Mais, comme les angles valentiels peuvent être différents, le matériau peut former un réseau désordonné : c'est le verre de silice, dont la température de fusion est voisine de 1 750 °C. Une valeur aussi élevée s'explique par le grand nombre de liaisons fortes à détruire dans le matériau pour le faire passer à l'état liquide.

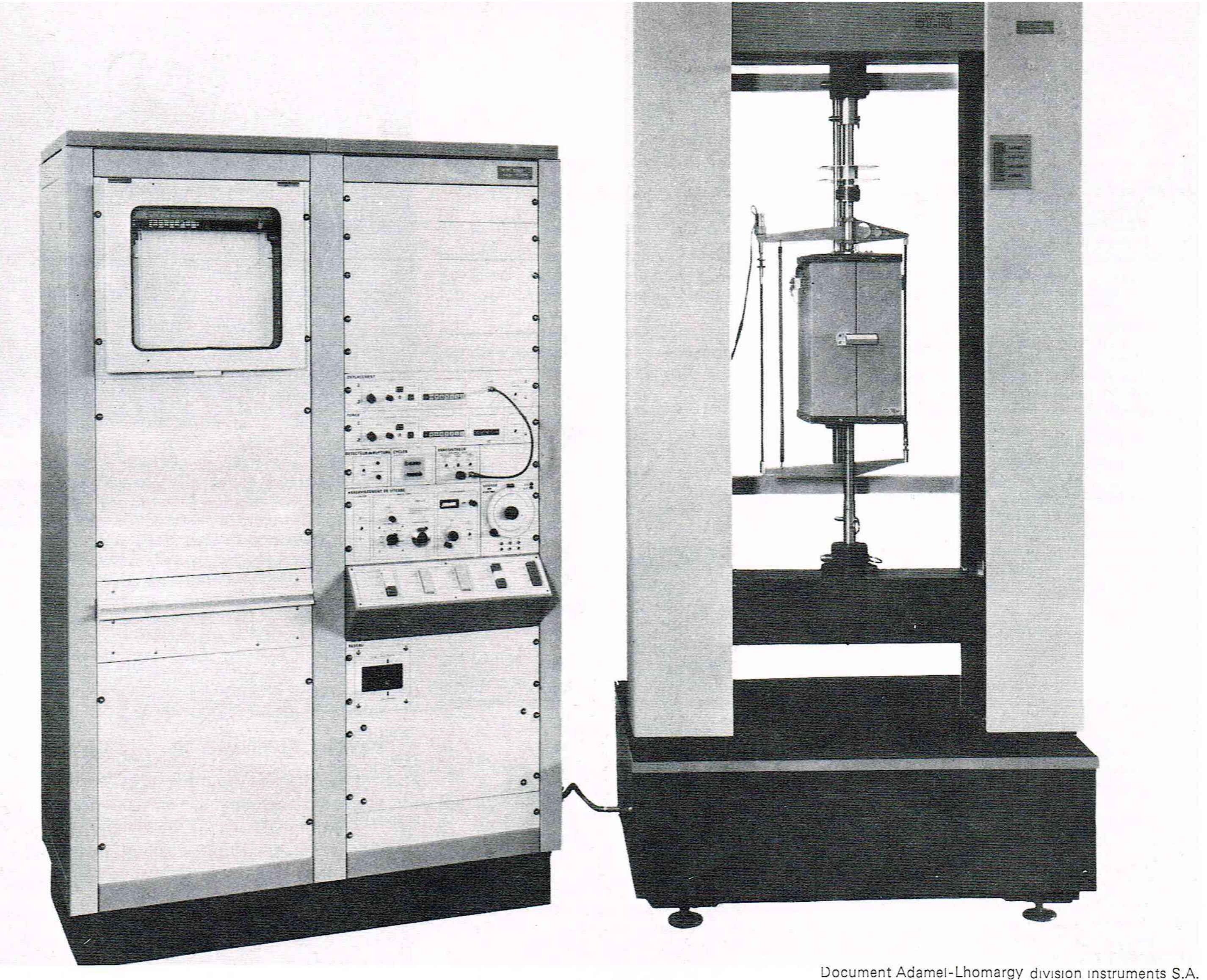
La présence d'oxydes alcalins dans le milieu modifie profondément cet état de choses. On a des réactions du type :

$$—Si—O—Si + Na_2O \rightarrow —Si—O^-Na^+ + Na^+O^-—Si—$$

La liaison O^-Na^+ est presque purement électrostatique : la température de fusion tombe à 1 050 °C. Malheureusement, la résistance du matériau aux attaques chimiques diminue, et il devient soluble dans l'eau. Pour résoudre ce problème, on construit des liaisons nouvelles, également à caractère ionique, à partir des ions Ca^{++} ou Mg^{++} que l'on introduit dans le matériau. Ce procédé augmente la température de fusion. Un des problèmes principaux de la fabrication du verre réside donc dans le choix d'un compromis entre une température de fusion basse et une grande inertie chimique. Il faut par ailleurs éviter la cristallisation des silicates de calcium et de magnésium. Les ions sont souvent obtenus à partir des carbonates, il se dégage donc du gaz carbonique au cours de la fabrication du verre. Les bulles produites sont favorables au maintien du désordre dans le matériau, mais il est indispensable de les éliminer. C'est le but de l'affinage, fusion prolongée que subit le verre avant d'être mis en forme et refroidi.

BIBLIOGRAPHIE

ADDA Y. et PHILIBERT J., *la Diffusion dans les solides,* P.U.F., Paris, 1966. - AZAROF L.D., *Introduction to Solides,* Mc Graw Hill, New York, 1960. - FICINI J., LUMBROSO-BADER N., et DEPEZAY J.-C., *Éléments de chimie physique, Structure de la matière,* Hermann, Paris, 1969. - JANOT C., GERL M., GRILHÉ J., et CAISSO J., *Propriétés électroniques des métaux et alliages,* Masson, 1973. - KINGERY W.D., *Introduction to Ceramics,* J. Wileyand Sons, New York. - LASZLO P., *les États de la matière,* coll. Enseignement des sciences (21), Hermann, Paris, 1974. - MERCOUROFF W., *Aspects modernes de la physique des solides,* Masson, Paris, 1969. - PEGUINS P., *la Physique des matériaux,* coll. Que sais-je ?, P.U.F., Paris, 1974. - RICHARDS C.W., *la Science des matériaux de l'ingénieur,* Dunod, 1961.



Document Adamel-Lhomargy division instruments S.A.

▲ *Machine universelle électronique pour essais de traction, compression, flexion... disposant d'une gamme complète d'accessoires : attaches et lignes d'amarrage, enceinte climatique, four, extensomètre, détecteur d'amorçage de fissuration, suiveur de fissure.*

PROPRIÉTÉS MÉCANIQUES DES MATÉRIAUX

La notion de propriétés mécaniques des matériaux solides est liée à la constatation des faits expérimentaux suivants : déformation temporaire (élastique) ; déformation permanente (plastique) ; rupture partielle ou totale d'un corps solide.

Le comportement mécanique d'un matériau est déterminé par la relation qui existe entre le torseur des forces appliquées à la pièce et la déformation qui en résulte. De nombreux paramètres et facteurs physiques peuvent modifier la tenue mécanique du matériau ; ces facteurs d'influence, dont l'importance n'a été mise en évidence qu'au cours du temps, sont apparus souvent comme la conclusion logique de catastrophes subies par les constructions des ingénieurs.

Les facteurs d'influence importants sont les suivants :

— La vitesse de mise en charge ou de déformation, l'intervalle d'influence allant de la sollicitation statique jusqu'au choc adiabatique. Le *caractère de fragilité* des ruptures en sera une conséquence.

— La variation répétée dans le temps des efforts et des déformations, qui est la cause du phénomène dit de *fatigue* des matériaux solides.

— La température du solide lors de la sollicitation, l'intervalle d'influence allant de quelques degrés Kelvin à la température de fusion. Le phénomène de *fragilité* est lié à l'abaissement de la température, tandis que celui de *fluage* accompagne l'élévation de la température de sollicitation.

— La nature du milieu entourant le solide, et les échanges ayant lieu au niveau de l'interface, avec par exemple les phénomènes de *corrosion* gazeuse, liquide ou solide, de *fragilisation* par l'hydrogène ou d'*irradiation* par un flux de particules.

— La géométrie des contacts de la pièce considérée avec les solides voisins, qui détermine des états de contrainte locaux remarquables (état de contrainte de Hertz).

— La géométrie du corps, qui peut entraîner des distorsions de contrainte de très grande amplitude dans un volume très faible : c'est le phénomène de *concentration de contrainte.*

Contrainte et déformation d'un solide

L'étude des propriétés mécaniques des matériaux nécessite la définition de deux grandeurs nouvelles, liées, l'une à l'effort (forces) appliqué au solide, l'autre à la distorsion du solide qui en résulte. Ces deux grandeurs sont la *contrainte* et la *déformation.*

Contrainte

Position du problème

Nous voulons connaître et mesurer le mode de répartition, dans le matériau, des forces appliquées par des systèmes agissant sur la pièce considérée. Ces systèmes influencent la pièce soit par contact, et c'est le cas le plus usuel, soit à distance, et c'est le cas des forces de gravité ou des forces électromagnétiques.

Exemple 1 :

Une corde soumise à un état de traction est un système simple, et il est possible de décrire aisément la répartition de l'effort dans chaque section de la corde.

Exemple 2 :

Un rectangle de tôle soumis à un état de traction suivant une de ses diagonales est un système compliqué, et décrire la répartition de l'effort en tout point de la tôle est un problème complexe.

Définition physique

Nous allons représenter la force agissant sur une surface infiniment petite, isolée à l'intérieur de la matière solide. Autour du point M, l'élément de surface dS est représenté par le vecteur normal $\overrightarrow{dS}$. La force $\overrightarrow{df}$ est appli-


ONERA

▶ *Microfissures observées dans une tôle d'alliage de titane (base titane, avec 6 % d'aluminium et de vanadium) [le TACV] dans laquelle 80 % des grains ont leur plan (0001) perpendiculaire au plan de la tôle et parallèle à la direction de laminage; cette tôle a été soumise à une corrosion par NaCl à 400 °C durant 96 heures et sous contrainte; l'effort a été dirigé perpendiculairement à la direction de laminage; soit ici dans le sens de la flèche.*

quée par la partie supérieure I du solide sur la partie inférieure II au travers de la surface dS.

La connaissance en *un point du solide* du vecteur $\vec{df}$ associé à un vecteur $\vec{dS}$ quelconque permet de calculer l'état de contrainte autour du point considéré. Cet état de contrainte local peut être représenté par un tenseur du deuxième ordre σ_{ij}.

De façon symbolique, on peut dire que la force f est égale au « produit tensoriel » de la contrainte par la surface $\vec{dS}$:

$$df_i = \sigma_{ij} \otimes dS_j$$

les vecteurs $\vec{df}$ et $\vec{dS}$, ou tenseurs du premier ordre, étant rapportés à une base orthonormée.

La *valeur numérique de la contrainte* en un point est proportionnelle à $\frac{|\vec{df}|}{|\vec{dS}|}$, elle apparaît bien comme une généralisation de la notion de pression.

Connaître l'état de contrainte d'un solide, c'est par conséquent être capable de calculer ou de déterminer expérimentalement le tenseur des contraintes pour chaque point de ce solide.

Exemples simples d'états de contrainte

— **État de contrainte hydrostatique.** Il est obtenu, par exemple dans un fluide, non visqueux, sous pression et au repos. En tout point du fluide les vecteurs $\vec{df}$ et $\vec{dS}$ sont parallèles et le rapport $\frac{|\vec{df}|}{|\vec{dS}|}$ est constant pour un point déterminé, quelle que soit l'orientation de $\vec{dS}$ (*fig.* 1a).

$$\sigma_{(M)} = \frac{|\vec{df}|}{|\vec{dS}|} \quad \forall \frac{\vec{dS}}{|\vec{dS}|}$$

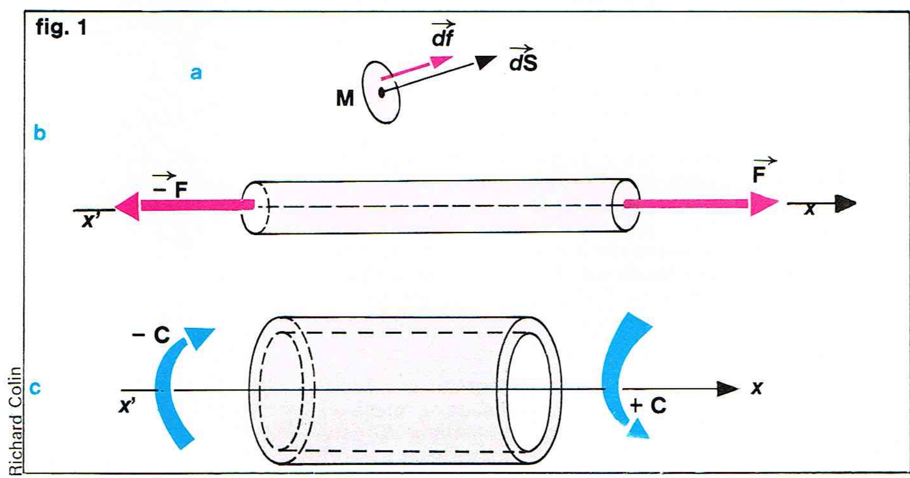
L'état de contrainte en un point peut être représenté dans ce cas par un scalaire : la pression (tenseur d'ordre 0).

Remarque : nous avons pris comme exemple un milieu fluide, l'état de contrainte hydrostatique existe aussi dans un corps solide, mais il est moins évident.

— **État de contrainte normale (traction simple).** Il est obtenu en soumettant, par exemple, une barre rectiligne de section circulaire à deux forces opposées appliquées sur l'axe de la barre; de plus, nous supposerons la dimension transversale très petite devant la longueur de la barre. En tout point de la barre, un élément de surface ayant une normale parallèle à $\vec{x'x}$ sera soumis à une force parallèle à $\vec{x'x}$ et d'intensité telle que $\frac{|\vec{df}|}{|\vec{dS}|}$ sera constant (*fig.* 1b).

— **État de contrainte de cisaillement simple.** Il peut être obtenu par la torsion d'un tube de section circulaire et d'épaisseur faible devant son rayon. En tout point du tube, un élément de surface ayant une normale parallèle à $\vec{x'x}$ sera soumis à une force perpendiculaire à $\vec{x'x}$ d'intensité telle que $\frac{|\vec{df}|}{|\vec{dS}|}$ sera constant (*fig.* 1c).

▼ *Figure 1 : quelques exemples simples d'états de contrainte; a, état de contrainte hydrostatique (obtenu dans un fluide non visqueux sous pression); b, état de contrainte de traction simple (une barre rectiligne de section circulaire est soumise à deux forces opposées appliquées sur l'axe de la barre); c, état de contrainte de cisaillement simple (il s'agit d'un tube de section circulaire et d'épaisseur faible devant son rayon).*



Remarque. Les états de contrainte présentés ci-dessus sont dits *homogènes;* en effet, le tenseur des contraintes est le même quel que soit le point envisagé dans le corps. Les états de contraintes homogènes sont particulièrement appréciés lors de la mesure des caractéristiques mécaniques des matériaux car ils permettent de mettre en évidence les phénomènes de façon plus claire et rendent les interprétations et les calculs plus simples.

État de contrainte complexe

— **Décomposition d'un état de contrainte.** Un état de contrainte donné peut toujours être représenté de façon univoque comme la somme de trois états de contrainte distincts si on applique le principe de superposition.

— *Contrainte normale et contrainte de cisaillement.* Soit un élément dS soumis à la force $\vec{df}$. Dans le cas général, dS et $\vec{df}$ sont quelconques l'un par rapport à l'autre, mais il est toujours possible de décomposer de façon unique la force $\vec{df}$ en deux composantes, l'une, $\vec{df_n}$, étant une force normale à l'élément dS, l'autre, $\vec{df_t}$, étant une force tangente à l'élément de surface dS.

Cette décomposition est valable quelle que soit l'orientation de la normale $\vec{dS}$ pour un même point M.

— *Contrainte normale et contrainte hydrostatique.* La composante $\vec{df_n}$ trouvée au point M dépend de l'orientation de $\vec{dS}$. Il est possible de calculer la contrainte normale moyenne au point M :

$$\langle\sigma_n\rangle = \frac{1}{4\pi}\int \frac{df_n}{dS} \cdot d\Omega$$

$$\langle\sigma_n\rangle = \frac{1}{2\pi^2}\int\int \frac{df_n}{dS} \cdot d\theta \cdot d\varphi$$

Cette contrainte normale moyenne représente la composante hydrostatique de l'état de contrainte au point M, mais des états de contrainte différents peuvent avoir la même composante hydrostatique. La contrainte normale pour une direction $\vec{dS}$ sera obtenue en soustrayant $\langle\sigma_n\rangle$ de la contrainte précédemment trouvée $\frac{|\vec{df_n}|}{|\vec{dS}|}$.

Finalement, l'état de contrainte le plus général apparaît comme la superposition de trois états : un état de contrainte hydrostatique; un état de traction ou de compression simple; un état de cisaillement simple.

Représentation tensorielle

Nous nous contenterons d'énoncer des résultats généraux en laissant au lecteur le soin de manipuler le tenseur des contraintes dans les cas simples puis de lire les ouvrages spécialisés.

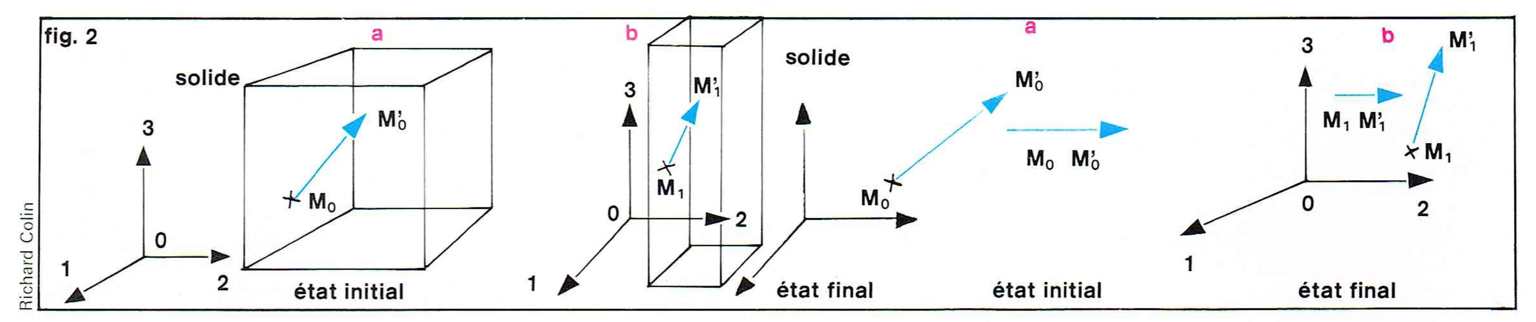
★ *Représentation de l'état de contrainte autour d'un point.* C'est un tenseur symétrique d'ordre 2.

$$[\sigma_{ij}] = \begin{bmatrix} \sigma_{11} & \sigma_{12} & \sigma_{13} \\ \sigma_{21} & \sigma_{22} & \sigma_{23} \\ \sigma_{31} & \sigma_{32} & \sigma_{33} \end{bmatrix}$$

Le nombre d'éléments indépendants est donc de six.

★ *Signification d'un élément du tenseur.* C'est un scalaire négatif, nul ou positif, ayant la dimension d'une pression.

L'élément σ_{21} représente la composante, suivant l'axe 2 d'un repère orthonormé, de la force par unité de surface qui s'exerce sur un élément dont la normale est parallèle à la direction 1 du même repère. Le tenseur étant symé-



▲ *Figure 2 : changement de position de deux points d'un solide infiniment rapprochés, repérés par rapport à un trièdre orthonormé, lorsque le solide est soumis à un état de contrainte (le vecteur $\overrightarrow{M_0M'_0}$ s'est transformé en $\overrightarrow{M_1M'_1}$) ; a, état initial ; b, état final.*

trique, $\sigma_{12} = \sigma_{21}$, et l'on peut intervertir l'indice de la composante de la force et celui de la normale à l'élément de surface. Les éléments de la diagonale principale représentent des contraintes normales de traction ou de compression.

Les éléments restant de part et d'autre de la diagonale représentent les contraintes de cisaillement relatives aux directions indiquées par les indices.

★ *Tension sur une surface quelconque.* Connaître la tension sur une surface déterminée, c'est connaître le vecteur force s'exerçant sur la surface d'aire unité. Au point M, la surface unité est connue par sa normale $\vec{l}$, et l'état de contrainte par le tenseur des contraintes $[\sigma_{ij}]$, les grandeurs utilisées étant repérées par rapport à un trièdre orthonormé.

La force appliquée sur la surface unité sera représentée par le vecteur de composantes :

$$f_{i(\vec{l})} = \sigma_{ij} \cdot l_j$$

les l_j sont les cosinus directeurs du vecteur $\vec{l}$ par rapport au trièdre orthonormé.

Déformation

Position du problème

Nous voulons connaître et mesurer la répartition de la distorsion du matériau lorsque des forces lui sont appliquées.

Définition physique

Étudions le changement de position de deux points du corps infiniment rapprochés, repérés par rapport à un trièdre orthonormé, lorsqu'un nouvel état de contrainte, entraînant une nouvelle distorsion du solide, lui est imposé. Les deux points du solide repérés dans l'état initial sont M_0 et M'_0 ; les deux *mêmes points* du solide repérés dans l'etat final sont M_1 et M'_1 (*fig.* 2).

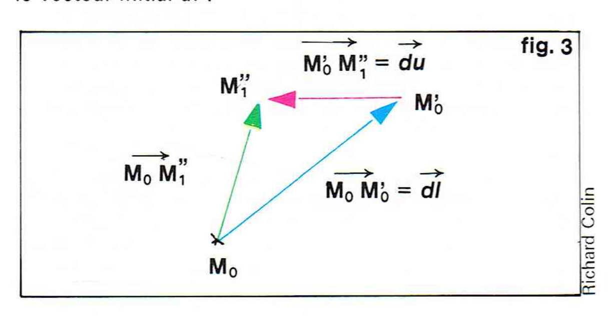
Nous pouvons dire que le vecteur $\overrightarrow{M_0M'_0}$ s'est transformé en $\overrightarrow{M_1M'_1}$.

Il est possible de négliger l'aspect déplacement de la transformation $\overrightarrow{M_0M'_0} \rightarrow \overrightarrow{M_1M'_1}$. En effet, le déplacement d'un corps n'entraîne pas pour celui-ci de distorsion ; traçons donc le vecteur $\overrightarrow{M_0M''_1}$ tel que $\overrightarrow{M_0M''_1} = \overrightarrow{M_1M'_1}$. On pose : $\overrightarrow{M'_0M''_1} = \overrightarrow{du}$ et $\overrightarrow{M_0M'_0} = \overrightarrow{dl}$ (*fig.* 3).

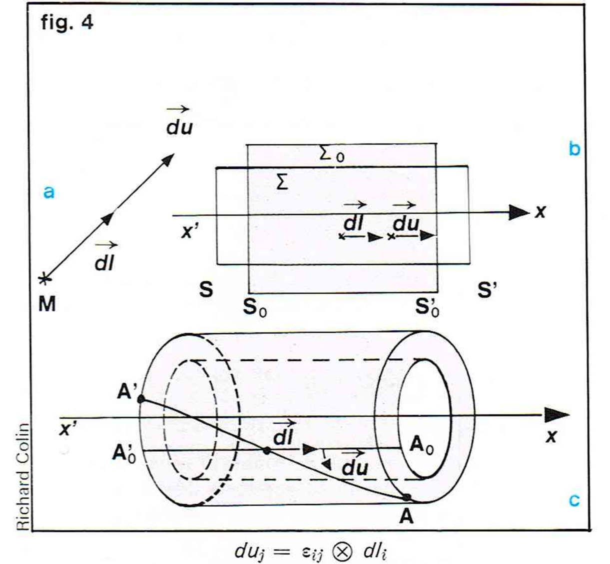
Nous voyons que la connaissance, en tout point du corps solide, du couple des vecteurs $\overrightarrow{dl}$ et $\overrightarrow{du}$ permet de connaître la déformation du corps entraînée par le passage de l'état initial à l'état final.

Cet état de déformation local peut être représenté par un tenseur du deuxième ordre ε_{ij}.

De façon symbolique, on peut dire que la distorsion u est égale au « produit tensoriel » de la déformation par le vecteur initial $\overrightarrow{dl}$:



◀ *Figure 3 : voir développement dans le texte.*



◀ *Figure 4 : quelques exemples simples d'états de déformation ; a, état de déformation hydrostatique (obtenu par la variation de pression d'un fluide non visqueux au repos) ; b, état de déformation de traction simple (dans une barre cylindrique soumise à un état de traction) ; c, état de déformation de cisaillement dans le cas de la torsion d'un tube mince ; la génératrice A'_0A_0 de l'état initial est transformée en une hélice A'A à l'état final.*

$$du_j = \varepsilon_{ij} \otimes dl_i$$

les vecteurs $\overrightarrow{dl}$ et $\overrightarrow{du}$, ou tenseurs du premier ordre, étant rapportés à une base orthonormée.

La *valeur numérique* de la déformation en un point donné sera proportionnelle à $\frac{|\overrightarrow{du}|}{|\overrightarrow{dl}|}$; cette grandeur n'a pas de dimension.

Connaître l'état de déformation d'un solide, c'est être capable de calculer ou de déterminer expérimentalement le tenseur des déformations pour chaque point de ce solide.

Exemples simples d'états de déformation

— **État de déformation hydrostatique.** Il est obtenu, par exemple par une variation de pression d'un fluide non visqueux et au repos. En tout point du fluide les vecteurs $\overrightarrow{du}$ et $\overrightarrow{dl}$ sont parallèles et le rapport $\frac{|\overrightarrow{du}|}{|\overrightarrow{dl}|}$ est constant, quelle que soit l'orientation du vecteur $\overrightarrow{dl}$ (*fig.* 4a).

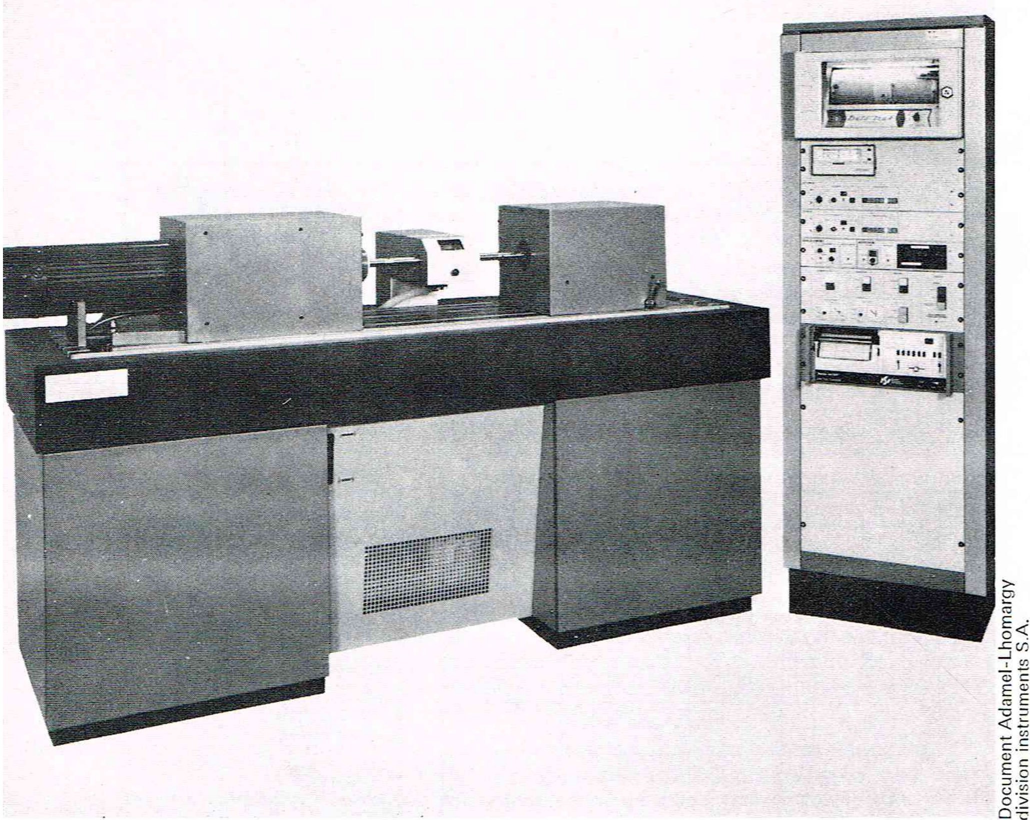
$$\varepsilon_{(M)} = \frac{|\overrightarrow{du}|}{|\overrightarrow{dl}|} \quad \forall \quad \frac{\overrightarrow{dl}}{|\overrightarrow{dl}|}$$

L'état de déformation en un point peut être représenté dans ce cas par un scalaire ou tenseur d'ordre 0.

Remarque : l'action de la température sur un solide isotrope vis-à-vis de cette propriété a pour conséquence un état de déformation hydrostatique, une élévation de la température entraînant un état de dilatation, une diminution un état de condensation.

— **État de déformation de traction simple.** Reprenons l'exemple de la barre cylindrique d'élancement infini soumise à un état de traction. En tout point du corps, l'élément $\overrightarrow{dl}$ parallèle à l'axe de la barre est associé à une distorsion $\overrightarrow{du}$ qui lui est parallèle, et telle que $\frac{|\overrightarrow{du}|}{|\overrightarrow{dl}|}$ soit constant (*fig.* 4b).

Un tel état de déformation est dit normal suivant l'axe $\overrightarrow{x'x}$. Il peut être de compression ou de traction.



Document Adamel-Lhomargy division instruments S.A.

▲ *Machine de torsion pour la réalisation de l'essai de torsion à la température ambiante ou à chaud (couple maxi : 5 m ∧ daN ; température maxi : 1 400 °C).*

Remarque : la comparaison des états de déformation normale et hydrostatique fait apparaître une similitude des phénomènes, mais la symétrie sphérique du cas hydrostatique simplifie le phénomène.

— **État de déformation de cisaillement.** Reprenons l'exemple de la torsion du tube mince. En tout point du tube, un élément $\overrightarrow{dl}$, parallèle à l'axe $\overrightarrow{x'x}$, est associé à une distorsion $\overrightarrow{du}$ perpendiculaire et telle que $\frac{|\overrightarrow{du}|}{|\overrightarrow{dl}|}$ soit constant. Un tel état de déformation est dit de cisaillement.

Remarque : les états de déformation décrits ci-dessus sont aussi homogènes. Ils présentent les mêmes avantages que les états de contrainte homogènes (*fig.* 4c).

▼ *Figure 5 : notations tensorielle et matricielle des contraintes et des déformations.*

fig. 5

NOTATION TENSORIELLE tenseur symétrique de rang 2		**NOTATION MATRICIELLE** matrice 1.6 ou 6.1
loi sur les indices		
le couple (*ij*)	⟷	indice unique *k*
(11)	⟷	1
(22)	⟷	2
(33)	⟷	3
(23) = (32)	⟷	4
(13) = (31)	⟷	5
(12) = (21)	⟷	6
loi sur les contraintes		
σ_{ij}	⟷	σ_k k = 1, 2, 3, 4, 5, 6
loi sur les déformations		
ε_{11}	⟷	ε_1
ε_{22}	⟷	ε_2
ε_{33}	⟷	ε_3
$\varepsilon_{23} = \varepsilon_{32}$	⟷	$\frac{1}{2}\varepsilon_4$
$\varepsilon_{13} = \varepsilon_{31}$	⟷	$\frac{1}{2}\varepsilon_5$
$\varepsilon_{12} = \varepsilon_{21}$	⟷	$\frac{1}{2}\varepsilon_6$

Richard Colin

État de déformation complexe

— **Décomposition d'un état de déformation.** Un état de déformation donné peut toujours être représenté comme la somme de trois états de déformation distincts, si on applique le principe de superposition.

— *Déformation normale et déformation de cisaillement.* Soit un élément $\overrightarrow{dl}$ distordu de la valeur $\overrightarrow{du}$. Décomposons de façon unique $\overrightarrow{du}$ en deux composantes, l'une, $\overrightarrow{du_n}$, étant la partie normale de la déformation, l'autre, $\overrightarrow{du_t}$, étant la partie tangentielle ou de cisaillement.

— *Déformation normale et déformation hydrostatique.* Par le même processus que celui utilisé pour les contraintes, il est possible de faire apparaître la déformation hydrostatique comme étant la valeur moyenne de la déformation normale autour du point considéré.

Finalement, l'état de déformation le plus général apparaît comme la superposition de trois états : un état de déformation hydrostatique ; un état de traction ou de compression simple ; un état de cisaillement simple.

Remarque : la décomposition de la contrainte et de la déformation en composantes normale, hydrostatique et de cisaillement est extrêmement importante pour la compréhension des phénomènes qui régissent les propriétés mécaniques des matériaux.

Représentation tensorielle

Nous nous contenterons, comme pour la représentation tensorielle des contraintes, d'énoncer des résultats généraux en laissant au lecteur le soin de manipuler le tenseur des déformations dans les cas simples puis de lire les ouvrages spécialisés.

★ *Représentation de l'état de déformation autour d'un point.* C'est un tenseur symétrique d'ordre 2.

$$[\varepsilon_{ij}] = \begin{bmatrix} \varepsilon_{11} & \varepsilon_{12} & \varepsilon_{13} \\ \varepsilon_{21} & \varepsilon_{22} & \varepsilon_{23} \\ \varepsilon_{31} & \varepsilon_{32} & \varepsilon_{33} \end{bmatrix}$$

Le nombre d'éléments indépendants est donc de six.

★ *Définition d'un élément du tenseur.* C'est un scalaire, négatif, nul ou positif, sans dimension. Par rapport à un trièdre orthonormé $\overrightarrow{0x_1}$, $\overrightarrow{0x_2}$, $\overrightarrow{0x_3}$, et avec les notations utilisées, l'élément du tenseur est :

$$\varepsilon_{ij} = \frac{1}{2}\left(\frac{\partial u_i}{\partial x_j} + \frac{\partial u_j}{\partial x_i}\right)$$

★ *Signification des éléments du tenseur.* Les éléments de la diagonale correspondent soit à des déformations normales, soit au cas particulier des déformations hydrostatiques. La variation relative de volume d'un élément spatial centré sur le point considéré, lors d'une déformation représentée par le tenseur $[\varepsilon_{ij}]$, est égale à :

$$\Delta = \varepsilon_{ii} = \varepsilon_{11} + \varepsilon_{22} + \varepsilon_{33}.$$

Les éléments non diagonaux correspondent à des mouvements de cisaillement. Il est possible de donner une signification physique simple à un terme ε_{ij}.

Deux vecteurs élémentaires $\overrightarrow{dx_i}$ et $\overrightarrow{dx_j}$, parallèles aux axes *i* et *j*, et par là perpendiculaires entre eux avant la déformation, feront, après que le corps aura été déformé, un angle γ_{ij}. On a alors :

$$\gamma_{ij} = \frac{\pi}{2} - 2 \cdot \varepsilon_{ij}.$$

Remarques :

1 — L'écriture tensorielle de la contrainte et de la déformation est la forme de présentation la plus logique, car elle met en valeur le « produit » de deux espaces et est généralisable à la majorité des phénomènes physiques.

Les tenseurs représentant les contraintes et les déformations étant de rang deux et symétriques, il est possible d'en présenter les termes dans des matrices déduites des tenseurs initiaux (*fig.* 5).

2 — En chaque point du solide le tenseur des contraintes et le tenseur des déformations sont réductibles à leurs axes principaux, que l'on nomme aussi *directions propres.* Les *directions principales* forment en chaque point un trièdre orthonormé (R'), qui, pris comme trièdre de référence local, donne au tenseur correspondant une forme particulièrement simple (*fig.* 6) :

$$[\sigma_{ij}] = \begin{bmatrix} \sigma_{11} & 0 & 0 \\ 0 & \sigma_{22} & 0 \\ 0 & 0 & \sigma_{33} \end{bmatrix}$$

σ_{11}, σ_{22}, σ_{33} sont les contraintes principales au point considéré.

3 — La recherche de la contrainte appliquée à une surface de direction quelconque (recherche de la tension sur une surface) a été étudiée par Mohr qui en donne une solution géométrique très intéressante mais non évidente.

Comportement d'un matériau sous une sollicitation statique

Comportement élastique

En un point M d'un matériau au repos, à l'état initial nous supposons avoir un état de tension représenté par la contrainte $[\sigma_0]$ et un état de distorsion représenté par la déformation $[\varepsilon_0]$.

Appliquons au corps un torseur de forces tel qu'au point M l'état de contrainte change et soit augmenté de $[\sigma_1]$ tandis que l'état de distorsion augmente de $[\varepsilon_1]$. Le comportement du corps sera dit *élastique* si, l'action extérieure ayant cessé, la déformation en M reprend la valeur initiale $[\varepsilon_0]$ tandis que la tension est de nouveau égale à $[\sigma_0]$.

Exemple :

Dans les cas simples où les tenseurs $[\sigma]$ et $[\varepsilon]$ se réduisent à deux scalaires, on peut tracer la courbe reliant la contrainte et la déformation.

Élasticité linéaire (*fig.* 7a)

Le comportement le plus simple est donné par le cas de l'*élasticité linéaire*.

Dans le cas général, l'élasticité linéaire se traduit par une relation tensorielle linéaire :

$$\sigma_{ij} = C_{ijkl} \cdot \varepsilon_{kl}$$

Avec σ_{ij} : tenseur des contraintes, du deuxième ordre et symétrique.

ε_{kl} : tenseur des déformations, du deuxième ordre et symétrique.

C_{ijkl} : tenseur des rigidités élastiques, du quatrième ordre.

Cette loi de comportement est dite *loi de Hooke*. La symétrie des tenseurs $[\sigma]$ et $[\varepsilon]$ entraîne que le tenseur des rigidités n'a que trente-six éléments indépendants sur les quatre-vingt-un qui le composent.

La loi de Hooke peut aussi s'écrire :

$$\sigma_{ij} = C'_{ijkl} \cdot \frac{\partial u_l}{\partial x_k}$$

avec $C'_{ijkl} = \frac{1}{2} C_{ijkl}$ si $k \neq l$

et $C'_{ijkl} = C_{ijkl}$ si $k = l$.

Élasticité non linéaire

La relation entre $[\sigma]$ et $[\varepsilon]$ peut être non linéaire, par exemple un corps ayant un comportement linéaire pour des sollicitations infiniment lentes pourra, si la vitesse de mise en charge ou la vitesse de déformation augmentent, voir sa loi de comportement décrire le cycle donné par la *figure* 7.

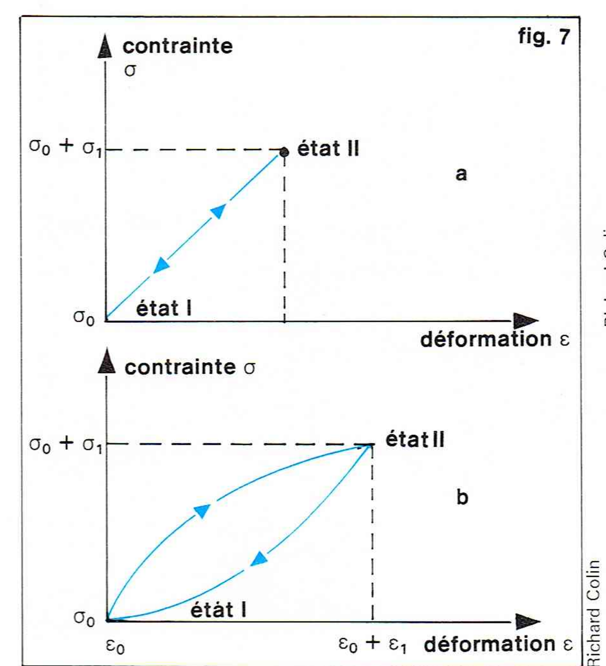
Remarques :

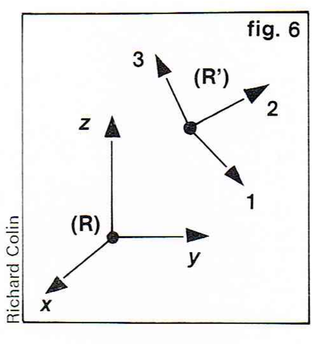
1 — L'état de contrainte au repos $[\sigma_0]$, sans système de forces extérieures appliqué, correspond à un état de contraintes résiduelles.

2 — L'état de déformation $[\varepsilon_0]$ au repos, sans système de forces extérieures appliqué, correspond à un état de déformation résiduelle. Il est possible de mesurer expérimentalement cet état de déformation, et, en utilisant la loi de Hooke, de calculer l'état de contraintes résiduelles $[\sigma_0]$.

3 — Dans le cas du corps élastique linéaire le passage de l'état I à l'état II nécessite un travail des forces appliquées. L'énergie accumulée à l'état II est dite énergie potentielle de déformation élastique. On montre qu'elle est égale à :

$$\Phi = \frac{1}{2} C_{ijkl} \cdot \varepsilon_{ij} \cdot \varepsilon_{kl}$$





▲ *Figure 6 : voir développement dans le texte.*

◄ *Figure 7 : relations entre la contrainte (σ) et la déformation (ε) dans le cas du comportement élastique d'un solide : a, élasticité linéaire ; b, élasticité non linéaire.*

Avec Φ = densité d'énergie potentielle de déformation élastique.

ε_{ij}, ε_{kl} = accroissement de la déformation entre l'état I et l'état II.

4 — Si un corps élastique non linéaire subit un cycle I → II → I, l'énergie élastique emmagasinée à l'état II n'est pas intégralement restituée lors du passage de l'état II à l'état I. Cette énergie élastique, dont la grandeur est proportionnelle à l'aire de la boucle du cycle σ, ε, peut être transformée en chaleur ou provoquer des changements structuraux dans le matériau.

Homogénéité et isotropie

Vis-à-vis d'une propriété physique Φ, un corps sera dit *homogène* si la propriété Φ est indépendante du point considéré. Dans le cas de l'élasticité, le tenseur des rigidités d'un corps homogène vis-à-vis des propriétés élastiques ne sera pas une fonction de point.

Vis-à-vis d'une propriété physique Φ, un corps sera dit *isotrope* si, en un point donné, la propriété Φ est indépendante de la direction considérée.

Remarque : l'isotropie d'un corps ne peut être définie que pour une propriété ou un phénomène particuliers.

★ *Propriétés d'élasticité et isotropie.*

Le comportement élastique d'un corps solide est représentable par la relation :

$$\sigma_{ij} = C_{ijkl} \cdot \varepsilon_{kl}.$$

Avec σ_{ij} = tenseur des contraintes, symétrique du deuxième ordre et à six éléments indépendants.

ε_{kl} = tenseur des déformations, symétrique du deuxième ordre et à six éléments indépendants.

C_{ijkl} = tenseur des rigidités élastiques, du quatrième ordre et à trente-six coefficients indépendants.

Les relations de symétrie étant :

$$\sigma_{ij} = \sigma_{ji}; \quad \varepsilon_{kl} = \varepsilon_{lk}; \quad C_{ijkl} = C_{jikl}, \quad C_{ijkl} = C_{ijlk}$$

Il est d'autre part possible de montrer que $C_{ijkl} = C_{klij}$ ce qui réduit à vingt et un le nombre d'éléments indépendants caractérisant le comportement élastique du corps le plus général, c'est-à-dire le moins isotrope. Il est facile de démontrer que plus un corps est isotrope, c'est-à-dire plus il possède de directions où les propriétés physiques sont équivalentes, moins il faudra de constantes indépendantes pour décrire un phénomène (le comportement élastique par exemple).

Le degré de symétrie d'un corps, cristallisé ou non, peut être représenté par la figure géométrique ayant exactement les mêmes symétries. On utilise pour cela la maille des

Tableau I
Relation entre l'isotropie d'un corps et le nombre de constantes indépendantes permettant de décrire son comportement élastique

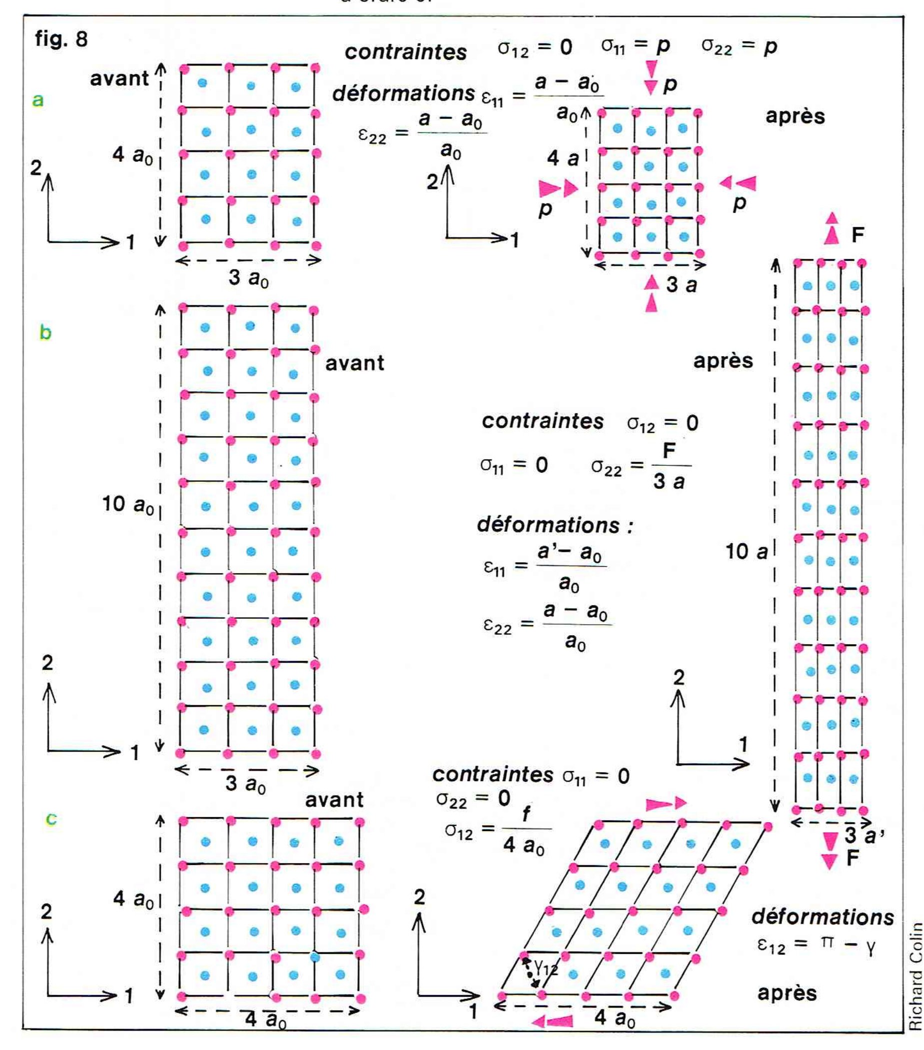
Corps	Type de symétrie	Nombre de constantes d'élasticité indépendantes
Fluide isotrope non visqueux	Sphérique	2 dont 1 est nulle
Solide isotrope	Sphérique	2
Solide	Cubique	3
Solide	Hexagonale	5
Solide	Tétragonale	6 ou 7
Solide anisotrope	Triclinique	18

▲ ***Tableau I :** relation entre l'isotropie d'un corps et le nombre de contraintes indépendantes permettant de décrire son comportement élastique.*

réseaux cristallins, en y ajoutant la sphère dans le cas du corps isotrope (*tableau* I).

Remarques :

1 — Il est possible d'utiliser la notation matricielle de rang 6 pour représenter la loi de Hooke. Dans ce cas, et avec les mêmes notations que celles définies précédemment pour la contrainte et la déformation, l'élasticité du corps est représentée par une matrice carrée symétrique d'ordre 6.



2 — L'étude des caractéristiques mécaniques des matériaux à isotropie faible est extrêmement importante pour l'industrie. Le développement des calculateurs permet maintenant d'aborder ces problèmes pour des solides tels que le bois, les matériaux renforcés par fibres, les sols et les matériaux métalliques à structure orientée.

Description microscopique

Il est intéressant d'étudier sur un modèle de matériau le mouvement microscopique des éléments qui le composent.

Nous utiliserons un corps cristallisé à deux dimensions, le système de cristallisation étant le carré centré, avec un atome à chaque nœud du réseau.

Nous allons soumettre cet échantillon à différents états de contrainte et de déformation (*fig.* 8).

Remarque : les exemples ci-dessus peuvent être complétés en se fixant un tenseur d'élasticité ; il sera alors facile de calculer les contraintes et les déformations pour différentes directions.

Il est évident que si par un procédé adapté on peut mesurer la distance entre les atomes pour une direction connue, il est alors possible de connaître la déformation correspondante en comparant le résultat de la mesure avec la valeur théorique calculée en appliquant les lois de la cristallographie. On utilise actuellement la diffraction des rayons X pour mesurer en particulier les contraintes résiduelles des corps cristallisés.

Comportement plastique

En un point M d'un matériau au repos, à l'instant initial nous supposons avoir un état de tension représenté par la contrainte $[\sigma_0]$ et un état de déformation représenté par $[\varepsilon_0]$. Appliquons au corps un torseur de forces tel qu'au point M l'état de contrainte change et soit augmenté de $[\sigma_1]$ tandis que l'état de déformation augmente de $[\varepsilon_1]$. Le comportement du matériau sera dit *plastique* si, l'action des forces extérieures ayant cessé, la déformation en M ne reprend pas sa valeur initiale.

Plus précisément, si l'on fait croître lentement le torseur des forces appliquées au corps, le comportement du solide sera d'abord élastique, puis, à partir d'un certain état de contrainte, la région du solide entourant le point M considéré sera déformée plastiquement.

Exemple :

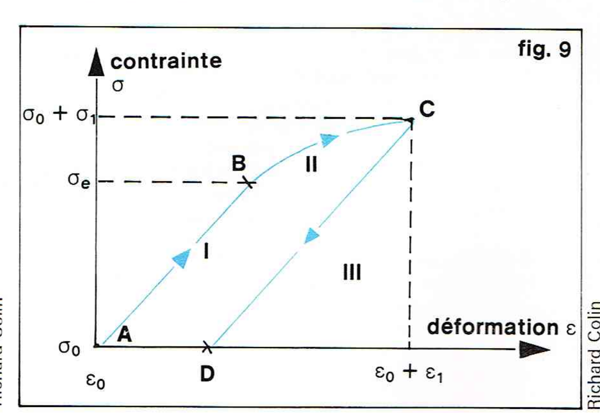
Dans les cas simples où les tenseurs des déformations et des contraintes autour du point M se réduisent à deux scalaires, on peut représenter l'évolution du système par une courbe (*fig.* 9).

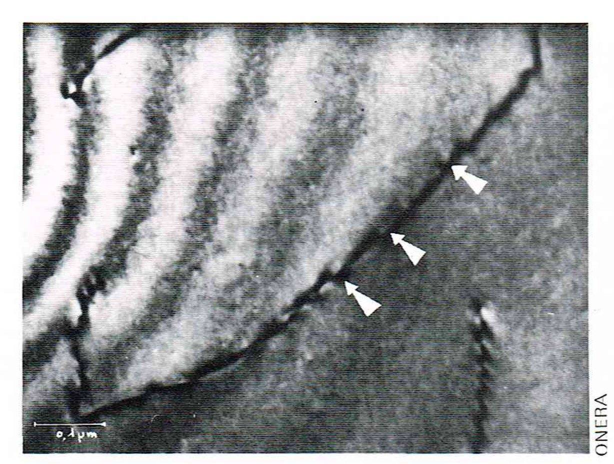
Loi de comportement plastique

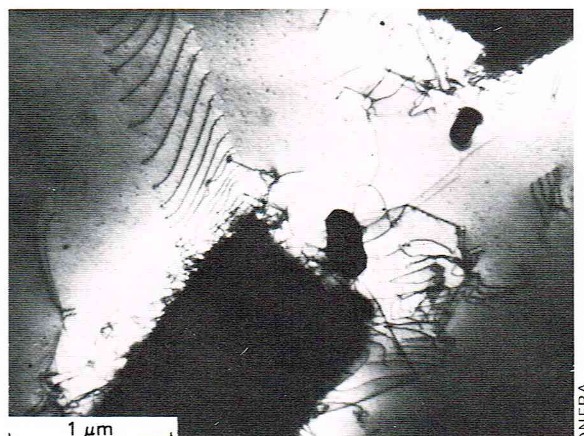
Le comportement d'un matériau dans le domaine plastique peut toujours être décrit ponctuellement par son état de contrainte et sa déformation, malheureusement la relation entre ces deux grandeurs n'est plus linéaire. Nous aborderons ce problème dans le cas simple de la traction.

Limite élastique

Il est extrêmement important de connaître à partir de quel état de contrainte le matériau ne suit plus le comportement élastique et entre dans le domaine plastique. En effet, une déformation plastique entraîne la ruine permanente du mécanisme qui la subit ; d'un autre point de







◀ *A gauche, une microphotographie montrant des décrochements dans une dislocation coin. Ces décrochements qui se propagent à grande vitesse ont été observés sur un alliage Ni Al lors d'une étude sur sa limite d'élasticité. A droite, clivage des fibres dû à la déformation plastique de la matrice dans un alliage Cotac (clichés en microscopie électronique).*

vue, il est nécessaire d'aborder le domaine plastique pour pouvoir former des objets par déformation d'un matériau.

Ce comportement limite est mesuré en général par la contrainte à la limite d'élasticité, ou contrainte d'écoulement plastique. S'il est possible de mesurer cette limite dans les cas particulièrement simples de la compression hydrostatique, de la traction simple ou du cisaillement, la connaissance de la limite d'élasticité lors d'un état de contrainte complexe fait nécessairement appel à de nouvelles hypothèses, qui sont les critères de plasticité.

Critères de plasticité

Dans le cas des matériaux isotropes, il est correct de considérer que la limite d'écoulement n'est pas atteinte tant qu'une fonction f de la différence des contraintes principales au point considéré n'a pas atteint une valeur maximale caractéristique du matériau.

Soit $f((\sigma_{11}-\sigma_{22}), (\sigma_{22}-\sigma_{33}), (\sigma_{33}-\sigma_{11})) = \text{constante}$

Il est évident que la composante hydrostatique n'apparaît pas dans un tel critère, puisque l'état de contrainte peut s'écrire :

$$\begin{bmatrix} \sigma_{11} & 0 & 0 \\ 0 & \sigma_{22} & 0 \\ 0 & 0 & \sigma_{33} \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sigma'_{11}+\sigma_m & 0 & 0 \\ 0 & \sigma'_{22}+\sigma_m & 0 \\ 0 & 0 & \sigma'_{33}+\sigma_m \end{bmatrix}$$

avec $\sigma_m = \dfrac{\sigma_{11}+\sigma_{22}+\sigma_{33}}{3}$

$$(\sigma_{11}-\sigma_{22}) = (\sigma'_{11}-\sigma'_{22})$$

La composante hydrostatique de l'état de contrainte n'apparaît donc pas.

* *Critères de Tresca et de von Mises.*

Tresca admet comme critère de plasticité $|\sigma_{ii}-\sigma_{jj}| =$ constante avec $i \neq j$.

Cette constante peut être mesurée par des expérimentations simples.

— Si l'état de contrainte est de la traction simple :

$$\sigma_{22} = \sigma_{33} = 0; \quad |\sigma_{33}-\sigma_{11}| = |\sigma_{11}| = \sigma_{et} > 0$$

σ_{et} = contrainte à la limite d'élasticité en traction simple (résultat d'expérience).

— Si l'état de contrainte est du cisaillement simple :

$$\sigma_{11} = -\sigma_{33} \quad \text{et} \quad \sigma_{22} = 0$$

$$|\sigma_{33}-\sigma_{11}| = 2\,|\sigma_{11}| = 2\,\sigma_{ec.} > 0.$$

$\sigma_{ec.}$ = contrainte à la limite d'élasticité en cisaillement simple (résultat d'expérience).

On en déduit que :

$$\sigma_{et} = 2\,\sigma_{ec}.$$

Nous savons donc que la limite d'élasticité en cisaillement est moitié de la limite d'élasticité en traction, si l'on admet le critère de Tresca.

Von Mises préfère la relation :

$$(\sigma_{11}-\sigma_{22})^2 + (\sigma_{22}-\sigma_{33})^2 + (\sigma_{33}-\sigma_{11})^2 = \text{constante}.$$

Expérimentons. En état de traction simple :

$$\sigma_{22} = \sigma_{33} = 0$$
$$(\sigma_{11}-\sigma_{22})^2 + (\sigma_{22}-\sigma_{33})^2 + (\sigma_{33}-\sigma_{11})^2 = 2\,\sigma_{et}^2$$

En état de cisaillement simple :

$$\sigma_{11} = -\sigma_{33} \quad \sigma_{22} = 0.$$
$$(\sigma_{11}-\sigma_{22})^2 + (\sigma_{22}-\sigma_{33})^2 + (\sigma_{33}-\sigma_{11})^2 = 6\,\sigma_{ec}^2$$

On en déduit que $\sigma_{et} = \sqrt{3} \cdot \sigma_{ec}$

Nous savons donc que la limite d'élasticité en cisaillement est racine de trois fois plus petite que la limite d'élasticité en traction si l'on adopte le critère de von Mises.

* *Représentation graphique des critères de plasticité.*

Il est possible de représenter graphiquement la relation liant l'état de contrainte en un point à la limite d'écoulement. Nous prendrons le cas simple d'un tube mince soumis à un état de traction et de torsion combinés (*fig.* 10a).

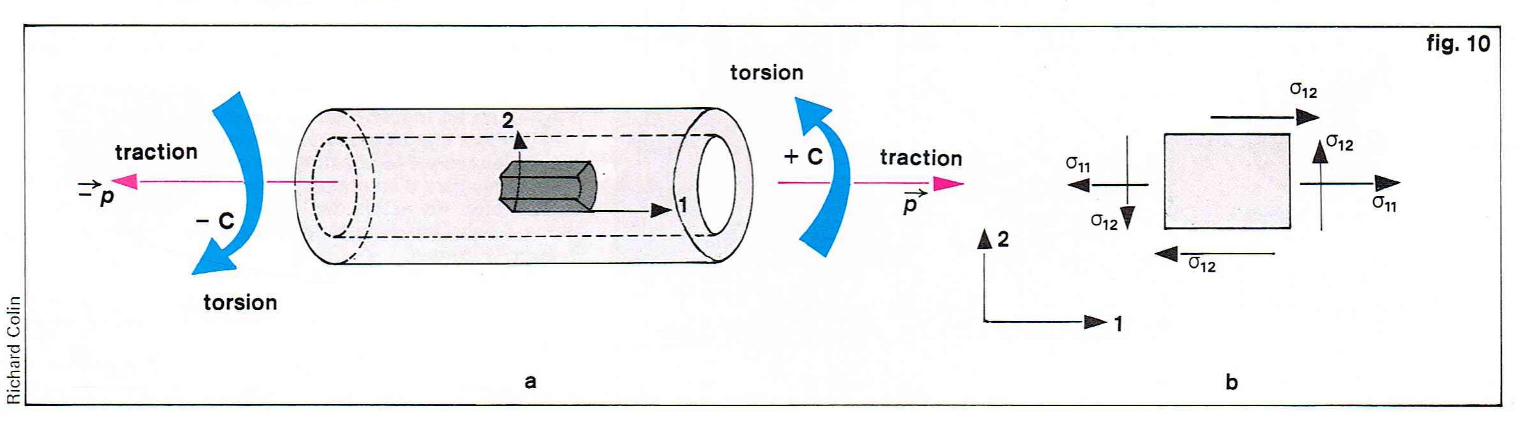
Ce problème à deux dimensions peut être étudié en regardant l'état de tension d'un élément de tube (voir *fig.* 10b).

L'état de traction se traduit par les contraintes σ_{11} sur les faces 1. L'état de torsion se traduit par les contraintes σ_{12} sur les faces 1. L'équilibre de l'élément nécessite un état de contrainte σ_{12} sur les faces 2.

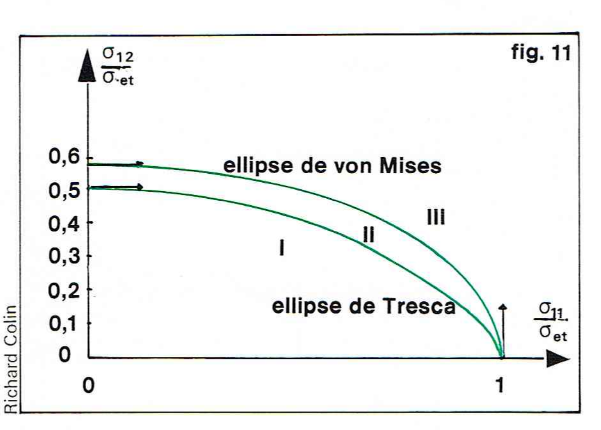
La valeur des contraintes principales σ'_{11} et σ'_{22} peut être calculée et l'on trouve :

$$\sigma'_{11} = \frac{1}{2}\sigma_{11} + \left(\frac{\sigma_{11}^2}{4} + \sigma_{12}^2\right)^{1/2}$$
$$\sigma'_{22} = \frac{1}{2}\sigma_{11} - \left(\frac{\sigma_{11}^2}{4} + \sigma_{12}^2\right)^{1/2}$$

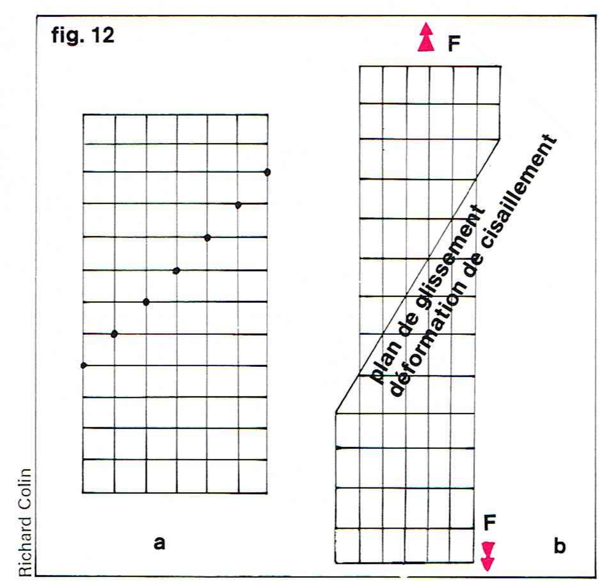
◀▼ *Page ci-contre en bas, à gauche, figure 8 : mouvement microscopique des éléments d'un corps cristallisé à deux dimensions soumis à différents états de contrainte et de déformation (cas du comportement élastique) ; a, état de déformation hydrostatique ; b, état de traction simple ; c, cisaillement. Page ci-contre, en bas, à droite, figure 9 ; déformation d'un corps : relation entre la contrainte (σ) et la déformation (ε) dans le cas du comportement plastique d'un solide ; de A à B, il y a évolution élastique linéaire, de B à C évolution plastique, et de C à D évolution élastique linéaire ; la pente quasi identique des parties I et III est une fonction des coefficients d'élasticité ; le passage du domaine élastique au domaine plastique se traduit toujours par une diminution de la pente dans les coordonnées σ et ε. Ci-dessous, figure 10 : a, cas d'un tube mince soumis à un état de traction et de torsion combinées ; b, simplification par l'étude de la tension d'un élément du tube.*



▶ *Figure 11 : critères de plasticité pour un problème à deux dimensions ; la signification des domaines est la suivante : I, comportement élastique suivant Tresca ; II ∪ III, comportement plastique suivant Tresca ; I ∪ II, comportement élastique suivant von Mises ; III, comportement plastique suivant von Mises.*



▶ *Figure 12 : déplacement microscopique des éléments dans un corps cristallisé (cas du comportement plastique) ; a, état initial ; b, déformation plastique par glissement local sous un état de contrainte de traction.*



L'application du critère de plasticité de Tresca permet d'écrire :

$$|\sigma'_{11} - \sigma'_{22}| = 2\left(\frac{\sigma_{11}^2}{4} + \sigma_{12}^2\right)^{1/2} = \sigma_{et}$$

ce qui peut s'écrire :

$$\left(\frac{\sigma_{11}}{\sigma_{et}}\right)^2 + \left(\frac{\sigma_{12}}{\left(\frac{\sigma_{et}}{2}\right)}\right)^2 = 1$$

L'application du critère de von Mises permet d'écrire :

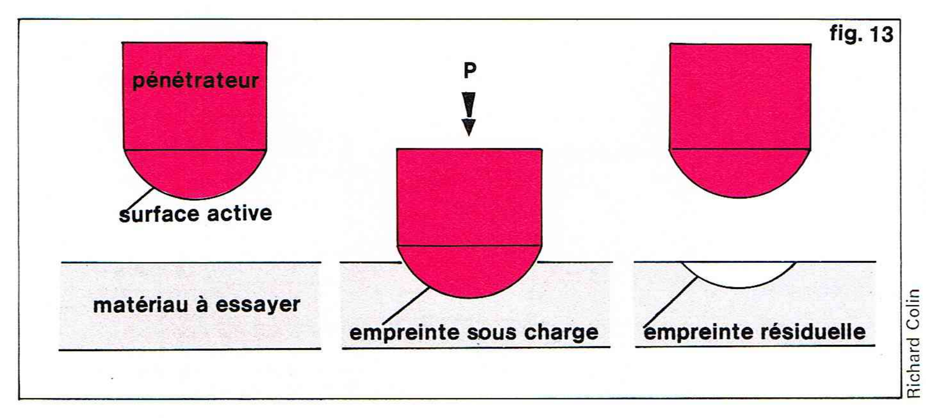
$$(\sigma'_{11} - \sigma'_{22})^2 + (\sigma'_{22} - \sigma'_{33})^2 + (\sigma'_{33} - \sigma'_{11})^2 = 2\,\sigma_{11}^2 + 6\,\sigma_{12}^2 = 2\,\sigma_{et}^2$$

ici, $\sigma'_{33} = 0$, car le problème est à deux dimensions.

Ce qui peut s'écrire :

$$\left(\frac{\sigma_{11}}{\sigma_{et}}\right)^2 + \left(\frac{\sigma_{12}}{\left(\frac{\sigma_{et}}{\sqrt{3}}\right)}\right)^2 = 1.$$

▼ *Figure 13 : principe général de la mesure de la dureté d'un matériau.*



Nous pouvons donc tracer le diagramme de la *figure* 11 :

Remarques :

1 — Il est possible d'utiliser de nouveaux critères de plasticité. L'étude des matériaux anisotropes a permis de développer ce genre d'étude.

2 — La description microscopique de la déformation plastique est convenablement connue dans le cas des matériaux cristallisés ; elle fait appel à la théorie des dislocations. Cependant, la naissance et le déplacement des dislocations se traduisent par le phénomène de glissement intracristallin (*fig.* 12).

Comportement des matériaux : paramètres et facteurs d'influence

Essais des matériaux

Le constructeur ayant besoin de matériaux pour réaliser des projets élaborés, la nécessité d'essayer les matériaux disponibles afin de les comparer entre eux puis d'établir la nomenclature de leurs caractéristiques est très rapidement apparue au cours des siècles.

Les essais sur les matériaux ont actuellement quatre buts principaux :

— Mesurer les paramètres caractérisant le comportement mécanique de ces solides afin de pouvoir calculer les éléments vitaux des constructions à réaliser.

— Contrôler les matériaux après élaboration et avant leur emploi (contrôle non destructif).

— Rechercher les causes de dégradation ou de ruine des ouvrages après une catastrophe (expertise de compréhension et expertise judiciaire).

— Approfondir notre connaissance des mécanismes régissant les caractéristiques mécaniques des matériaux (travail de recherche pure ou appliquée).

L'aspect pragmatique des essais mécaniques utilisés par diverses industries est dû à la grande variété des facteurs et paramètres à étudier et à mesurer, à la diversité des matériaux dans leur forme et leurs propriétés, et à leurs multiples utilisations.

Si une bonne analyse des phénomènes mis en jeu dans les essais technologiques est extrêmement difficile, elle est cependant primordiale si l'on veut comprendre les phénomènes et énoncer des lois générales de comportement.

Actuellement, dans la variété des essais mécaniques usuels, seuls certains essais parfaitement définissables, et aboutissant à des modes de sollicitation simples, ont pu être développés et bénéficier des progrès de la métrologie ; l'essai de traction, agrémenté de tous les paramètres imaginables, en est l'exemple typique, alors que la flexion d'un barreau n'est utilisée que lorsque l'on ne peut pas procéder d'une autre façon.

Dureté d'un matériau

La notion intuitive de dureté d'un corps est largement connue mais le fait de la transformer en grandeur mesurable est difficile.

Résistance à la pénétration statique

La notion de « dureté » peut être reliée à celle de la résistance à la pénétration statique du corps à étudier par un autre corps plus « dur ». Plusieurs types d'essais ont été définis sur ce principe.

Dans tous les processus on utilise (*fig.* 13) :

— un *pénétrateur :* c'est un corps dur, en acier, en carbure ou en diamant, ayant une géométrie et des dimensions bien définies ;

— une *force d'application* dont la grandeur et la loi d'évolution en fonction du temps sont connues ;

— un *système de mesure* permettant de mesurer l'empreinte laissée par le pénétrateur dans le matériau à tester.

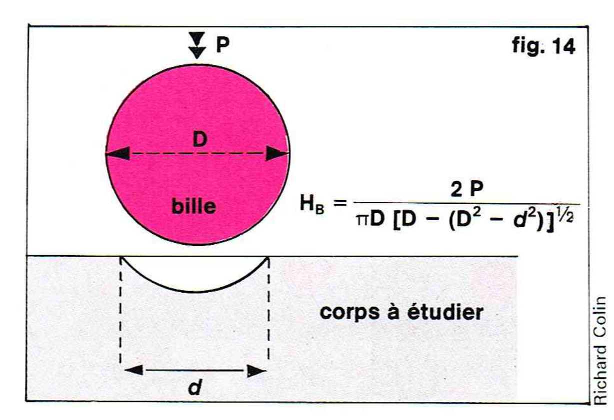
Cette manière d'envisager la mesure de dureté est celle utilisée pour les essais des matériaux métalliques. Nous allons décrire rapidement les principales méthodes.

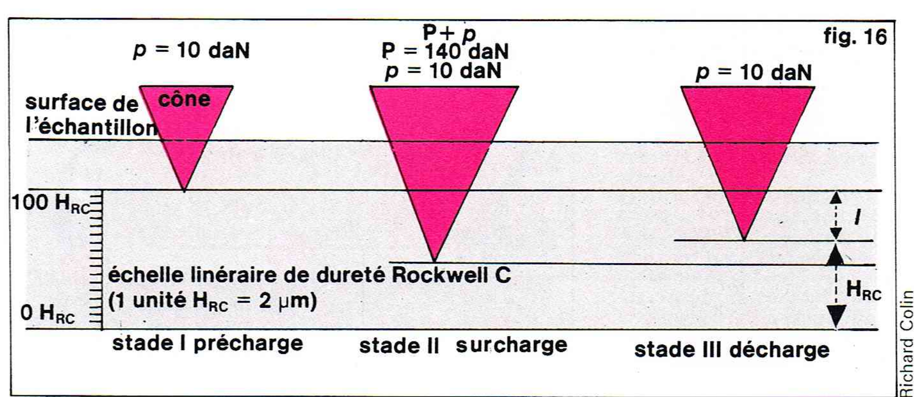
* *Échelle Brinell.*

Symbole : H_B (Brinell Hardness).

Pénétrateur : bille en acier (une bille en carbure de tungstène peut être tolérée). Le diamètre D de la bille est variable.

Charge : variable, en relation avec le diamètre de la bille utilisée et le matériau à étudier.





▲ *Figure 14 : principe de la mesure de la dureté par la méthode Brinell.*
Figure 16 : principe de la mesure de dureté par la méthode Rockwell.

Processus d'essai : mise en charge progressive durant 15 s ; maintien de la charge pendant 15 s ; décharge (*fig.* 14).

Mesure : on mesure le diamètre *d* de l'empreinte après décharge.

Dureté Brinell : $H_B = \frac{P}{S}$

P : charge appliquée en décanewtons (daN).
S : surface de la calotte sphérique d'une sphère de diamètre D (la bille) limitée par un cercle de diamètre *d* (l'empreinte). L'unité est le millimètre carré.

Relation charge-diamètre de la bille : l'ensemble pièce-bille ne formant pas une figure semblable au fur et à mesure de la pénétration, on recommande pour les essais Brinell d'observer les relations suivantes :

$\frac{P}{D^2}$ = 30 daN/mm² pour les matériaux ferreux ;
10 daN/mm² pour les alliages cuivreux ;
5 daN/mm² pour les alliages légers ;
2 daN/mm² pour les alliages mous.

Ce qui sous-entend que la dureté des alliages de fer est plus grande que celle des alliages de cuivre, elle-même plus élevée que celle des alliages d'aluminium.

Remarque : la non-similitude de l'ensemble bille-échantillon permet de mesurer la plasticité de l'échantillon.

On démontre la relation suivante :

$$P = \frac{K \cdot d^n}{D^{n-2}}$$

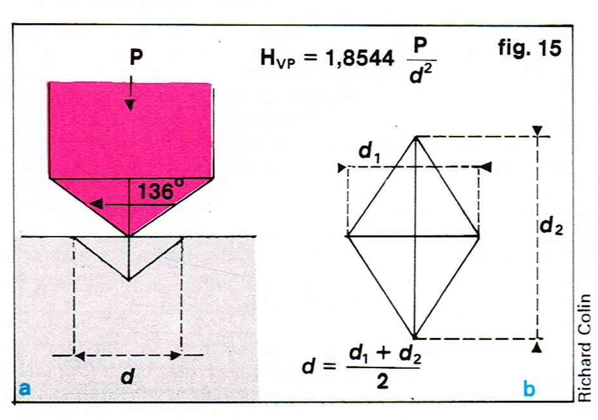
avec : P = charge ; *d* = diamètre de l'empreinte ; D = diamètre de la bille ; n = coefficient de Meyer caractéristique du matériau ; K = constante.

On montre que l'indice de Meyer n est relié à une grandeur caractérisant l'écrouissage du matériau. Cette grandeur, le coefficient d'écrouissage, si elle n'est pas facilement mesurable, est par contre très bien interprétable au point de vue théorique. L'intérêt de l'indice de Meyer est évident, car il est facilement accessible par l'expérience et donne une valeur approchée du coefficient d'écrouissage.

★ *Échelle Vickers.*

Symbole : H_{VP} (Vickers Hardness).

Pénétrateur : pyramide en diamant à base carrée et d'angle au sommet 136°.



Charge : variable de 0,01 à 250 daN.

Processus d'essai : semblable à l'essai Brinell (*fig.* 15).

Mesure : on mesure les diagonales de l'empreinte carrée.

Dureté Vickers : $H_{VP} = \frac{P}{S}$.

P : charge appliquée en daN.
S : surface latérale de l'empreinte, mesurée sur la pyramide théorique, en mm².

Remarque : l'extrême souplesse de la méthode Vickers en fait la méthode de mesure par pénétration statique par excellence. Cependant, pour un matériau parfaitement homogène, la dureté dans l'échelle de Vickers augmente lorsque la charge diminue, ceci pour des charges inférieures à 0,3 N. Cette méthode peut aussi servir de mesure à l'anisotropie des matériaux si le pénétrateur est un diamant dont la base est un losange. La méthode est alors celle de Knoop.

★ *Échelles Rockwell.*

Les échelles Rockwell sont nombreuses et adaptées à des cas particuliers. Chaque échelle est repérée par une lettre : A, B, C, D, E, F, G, L, M, P, R, S, V.

Décrivons l'*échelle* H_{RC} la plus utilisée pour les corps durs.

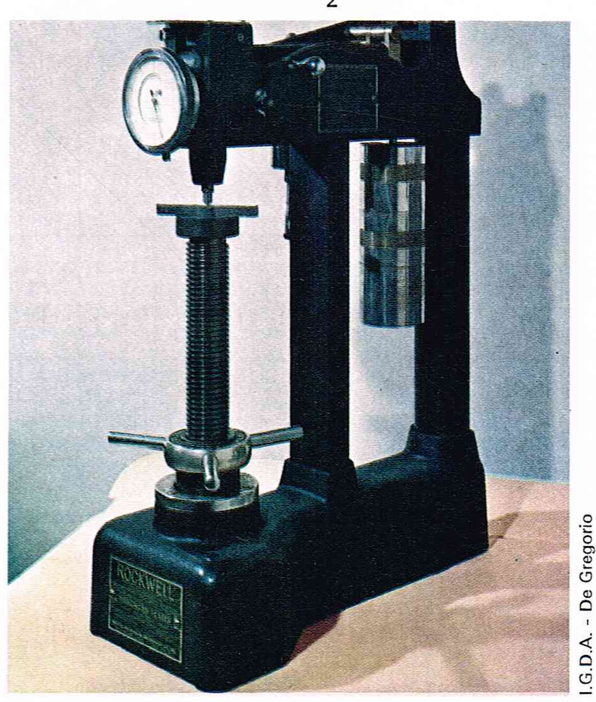
Pénétrateur : cône en diamant dont l'angle au sommet est de 120°.

Processus d'essai : voir *figure* 16.

Mesure : on mesure l'enfoncement rémanent du diamant au stade III, l'origine de la mesure étant la position du diamant au stade I.

Dureté Rockwell C :

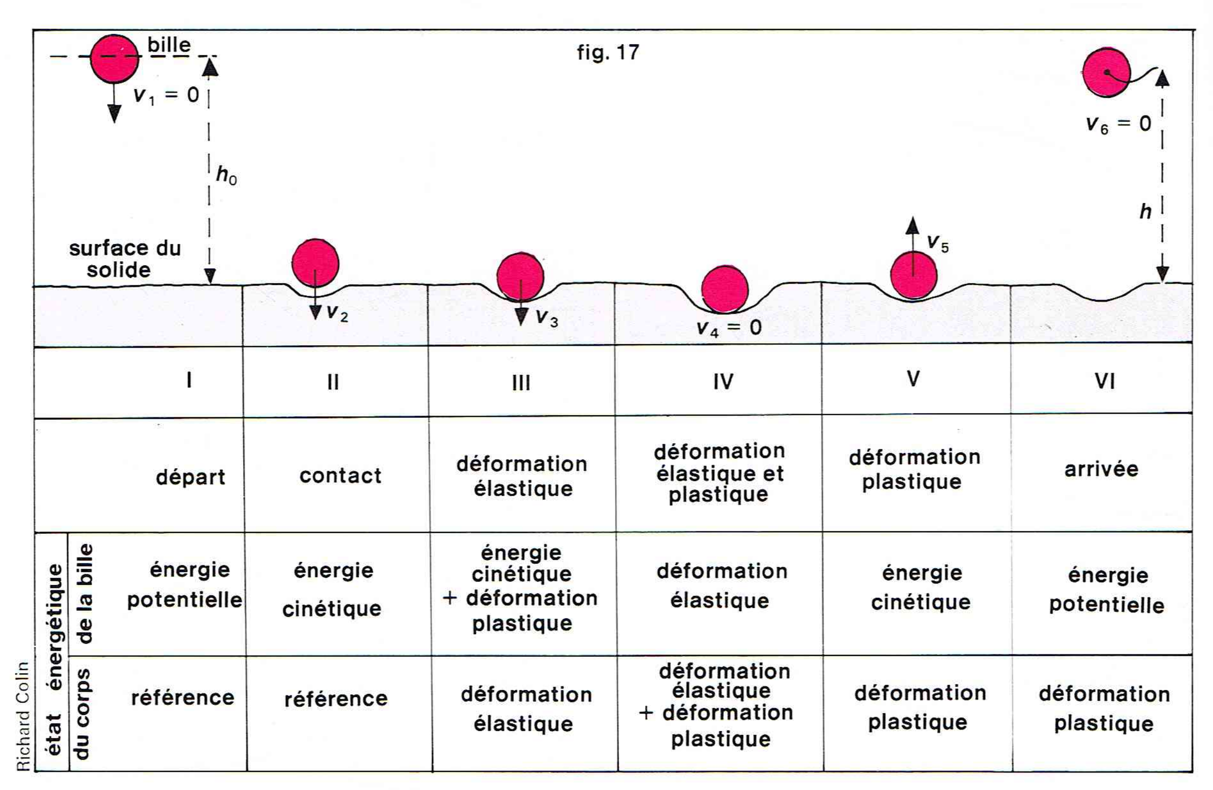
$$H_{RC} = \frac{200 - l}{2}$$



I.G.D.A. - De Gregorio

◀ *Figure 15 : principe de la mesure de dureté par la méthode Vickers.*
a. vue en coupe ;
b. vue de dessus.
A droite, un duromètre Rockwell.

▶ *Figure 17 : mesure de la dureté par rebondissement d'une bille.*



avec l = pénétration du cône entre l'état I et l'état III exprimé en μm.

Dureté maximale : $H_{RC} = 100$; dureté minimale : $H_{RC} = 0$.

Coefficient de restitution

La notion de dureté peut être reliée au coefficient de restitution utilisé par les mécaniciens lors de l'étude des chocs élastiques.

Le coefficient de restitution est le rapport h/h_0 (voir *fig.* 17). Il traduit bien la part de l'énergie initiale qui a servi à déformer plastiquement le solide à étudier. Pratiquement cette méthode est utilisée grâce au dispositif expérimental dû à Shore. L'échelle de dureté Shore va de 0 à 100.

▼ *Tableau II : correspondance entre les cinq grandeurs non indépendantes utilisées pour l'étude de l'élasticité des matériaux isotropes.*

Tableau II

Correspondance entre les cinq grandeurs non indépendantes utilisées pour l'étude de l'élasticité des matériaux isotropes

Constantes données / Constantes à calculer	E, ν	$E, G\ (= \mu)$	$\nu, G\ (= \mu)$	λ, μ	λ, ν
E	E	E	$2\mu(1+\nu)$	$\frac{\mu(3\lambda+2\mu)}{\lambda+\mu}$	$\frac{\lambda(1+\nu)(1-2\nu)}{\nu}$
$G = \mu$	$\frac{E}{2(1+\nu)}$	μ	μ	μ	$\frac{\lambda(1-2\nu)}{\nu}$
ν	ν	$\frac{E-2\mu}{2\mu}$	ν	$\frac{\lambda}{2(\lambda+\mu)}$	ν
B	$\frac{E}{3(1-2\nu)}$	$\frac{\mu E}{3(3\mu-E)}$	$\frac{2\mu(1+\nu)}{3(1-2\nu)}$	$\lambda+\frac{2\mu}{3}$	$\frac{\lambda}{3}\left(\frac{2}{\nu}-1\right)$
λ	$\frac{E\nu}{(1+\nu)(1-2\nu)}$	$\frac{\mu(E-2\mu)}{3\mu-E}$	$\frac{2\mu\nu}{1-2\nu}$	λ	λ

Méthode pendulaire

Une autre méthode de mesure de la dureté est la méthode pendulaire. Elle peut être résumée comme étant une mesure de la résistance à la rayure. Pratiquement, on compare les périodes de deux pendules de gravité réputés identiques ; les couteaux soutenant le pendule de référence reposent sur un corps très dur, le diamant, alors que ceux du pendule de mesure reposent sur le corps à étudier. La différence de comportement élastique et plastique du matériau à étudier et du diamant fait que les conditions d'oscillation des deux pendules sont différentes.

Il faudra donc considérer la mesure de dureté comme une méthode de repérage des propriétés mécaniques d'un corps. La mesure de dureté est particulièrement utile, car elle est rapide et non destructive. Elle est irremplaçable sous forme de microdureté pour comparer les limites élastiques ou les limites de rupture des composants microscopiques d'un agrégat (dont la taille moyenne est de l'ordre d'une dizaine de microns).

Propriétés élastiques

Nous appellerons mesure des propriétés élastiques des matériaux la recherche des termes du tenseur d'élasticité.

Cas des matériaux isotropes

Le comportement élastique des matériaux isotropes est entièrement défini par la connaissance de deux constantes indépendantes.

La multiplicité des travaux sur l'élasticité et les différentes motivations qui présidaient à ces recherches ont fait qu'il existe cinq grandeurs non indépendantes utilisées pour l'étude de l'élasticité des matériaux isotropes. Ce sont : E : module d'élasticité longitudinale ou module d'Young ; G : module d'élasticité transversale ou module de Coulomb ; ν : coefficient de Poisson ; B : module de compressibilité ; λ et μ : « coefficients » de Lamé.

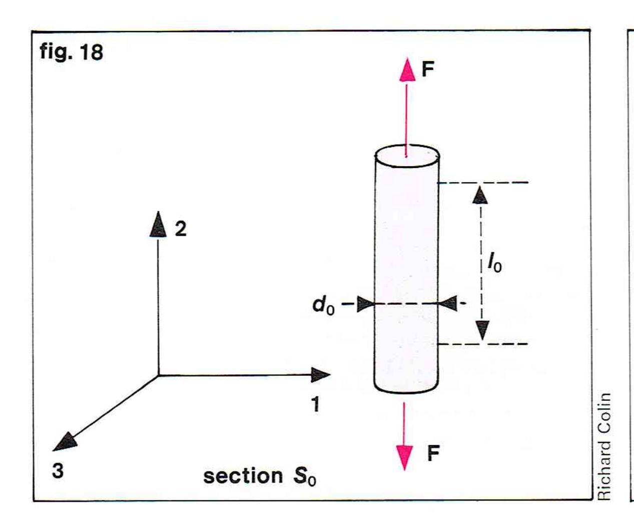
Il est utile de connaître les correspondances entre ces différentes grandeurs (voir *tableau* II).

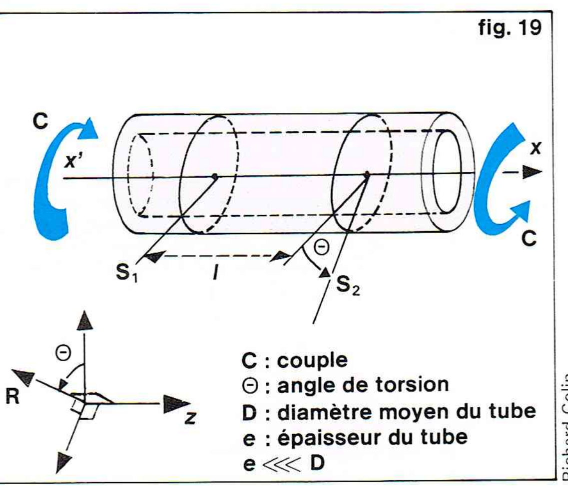
Méthodes de mesure des caractéristiques élastiques

Les méthodes présentées sont des méthodes types ; il existe actuellement de très nombreuses méthodes de mesure des constantes élastiques.

★ *Méthodes statiques*

Les méthodes statiques permettent de mesurer les « coefficients » d'élasticité statique. L'état de déformation et l'état de contrainte sont prévisibles et mesurables ; les





◀ *Figure 18 : principe de la mesure du* **module d'élasticité longitudinale E** *et du* **coefficient de Poisson ν** *dans un barreau cylindrique soumis à un état de traction simple.*
Figure 19 : principe de la mesure du **module d'élasticité transversale G** *dans un tube cylindrique infiniment mince soumis à un couple de torsion ; on mesure la torsion relative de deux sections droites S_1 et S_2.*

vitesses de sollicitation peuvent être infiniment lentes. Ces méthodes permettent d'atteindre et de mesurer des états de contrainte et de déformation extrêmement faibles.

Module d'élasticité longitudinale E. Un barreau cylindrique est soumis à un état de traction simple, en restant dans le domaine élastique. On mesure l'allongement suivant la direction 2, la contraction suivant une direction perpendiculaire (1 par exemple), et la force de traction. La mesure des déformations est effectuée avec des extensomètres optiques, pneumatiques ou électroniques (voir *fig.* 18).

On considère l'état I, déchargé, caractérisé par $F = 0$, l_0, d_0, et l'état II, chargé, correspondant à F, $l_0 + \Delta l$, $d_0 - \Delta d$. L'état de contrainte est $\sigma_{22} = \frac{F}{S_0}$ et l'état de déformation est $\varepsilon_{22} = \frac{\Delta l}{l_0}$ et $\varepsilon_{11} = -\frac{\Delta d}{d_0}$. On obtient :

Module d'Young pour la direction 2 :

$$E_2 = \frac{\sigma_{22}}{\varepsilon_{22}}$$

Coefficient de Poisson pour les directions 1 et 2 :

$$\nu_{12} = -\frac{\varepsilon_{11}}{\varepsilon_{22}}$$

Module d'élasticité transversale G. Un couple de torsion est appliqué à un tube cylindrique infiniment mince afin d'obtenir un état de contrainte uniforme. On mesure pour un couple donné la torsion relative de deux sections droites (voir *fig.* 19).

Sous charge, l'état de contrainte est :

$$\sigma_{\theta z} = \frac{2\,C}{\pi D^2 e}$$

et l'état de déformation est $\varepsilon_{\theta z} = \frac{\theta D}{2\,l}$.

On obtient :
Module de Coulomb pour la direction z :

$$G_z = \frac{\sigma_{\theta z}}{\varepsilon_{\theta z}}$$

* *Méthodes dynamiques*

L'avantage des méthodes dynamiques est de faire apparaître le paramètre vitesse de sollicitation qui, dans le cas des vibrations, est alors relié directement à la fréquence. Il est heureux que les coefficients d'élasticité puissent être considérés en première approximation comme indépendants de la fréquence dans le cas des phénomènes harmoniques.

Cependant, on sait mettre en évidence l'influence du paramètre fréquence sur le comportement élastique du matériau. En effet, les solides sont des milieux faiblement dispersifs vis-à-vis des ondes élastiques, et l'on doit parfois adjoindre à la notion de vitesse de phase celle de vitesse de groupe. De plus, les milieux réels étant faiblement anélastiques, c'est-à-dire dissipatifs vis-à-vis de la propagation des ondes élastiques, c'est en fait la vitesse de transfert d'énergie qui doit être retenue en toute rigueur.

— *Méthode dynamique par résonance.* Elle consiste à faire vibrer un corps à ses différentes fréquences de résonance. La géométrie de l'échantillon étant choisie relativement simple (sphère, cylindre, disque), il est possible de relier théoriquement le tenseur d'élasticité aux fréquences de résonance. Ce sont ces fréquences qui, mesurées avec une grande précision, permettent de calculer les C_{ijkl} (tenseur des rigidités élastiques du 4e ordre).

Cette méthode permet de mesurer le caractère anélastique du milieu. En effet, le spectre de fréquence d'un corps linéairement élastique est un « spectre de barres », alors que les spectres réels ont une certaine étendue de part et d'autre des fréquences centrales (*fig.* 20).

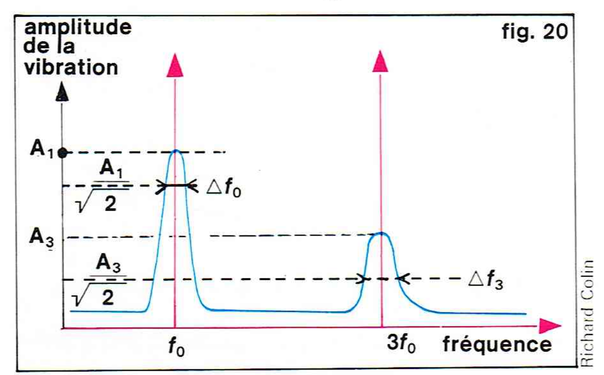
Il est possible de relier l'écart des corps réels à l'élasticité linéaire par la grandeur :

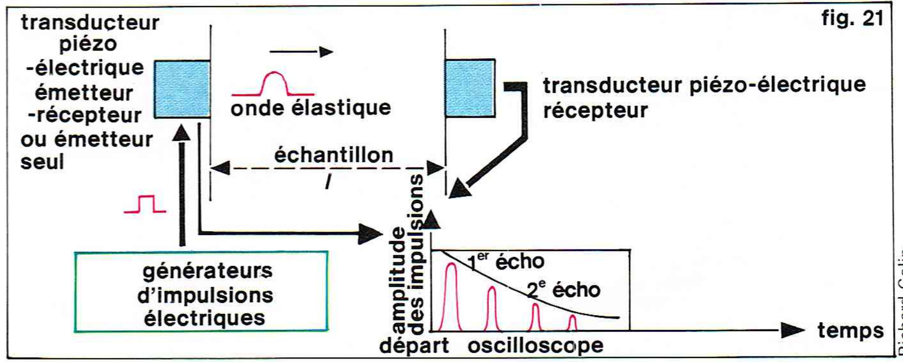
$$Q_0^{-1} = \frac{\Delta f_0}{f_0} \quad \text{ou} \quad Q_3^{-1} = \frac{\Delta f_3}{f_3}$$

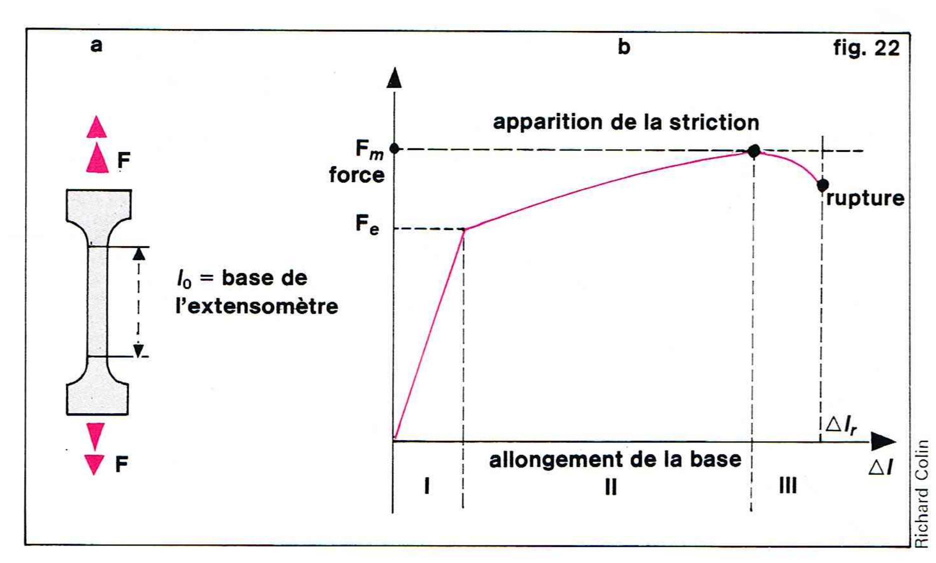
— *Méthode dynamique par ultrasons.* La mesure du temps de parcours d'une impulsion permet de calculer sa vitesse dans le matériau et d'obtenir les modules d'élasticité correspondants (*fig.* 21).

La mesure du temps T de propagation permet d'obtenir la vitesse de propagation V. La décroissance des amplitudes des échos est aussi une façon de caractériser le comportement anélastique du matériau.

▼ *Figure 20 : spectre de résonance longitudinale d'un barreau cylindrique infiniment long.*
Figure 21 : principe de la mesure des caractéristiques élastiques d'un solide par la méthode dynamique aux ultrasons.







▲ *Figure 22 : essai de traction sur un matériau : a, éprouvette de section initiale S_0 servant à l'essai; b, courbe brute ou conventionnelle de traction donnant la variation de la force en fonction de l'allongement; la période I correspond à une déformation élastique réversible, et les périodes II et III à une déformation plastique; au cours de la période II, la déformation est uniformément répartie, et au cours de la période III, elle est localisée dans la zone de striction.*

Le spectre de fréquence de l'impulsion injectée par le transducteur piézo-électrique dans le matériau est centré sur une fréquence de plusieurs mégahertz.

Essai de traction-écrouissage

Essai de traction

Faire un essai de traction est une excellente façon de caractériser un matériau. L'analyse de l'état de sollicitation est simple mais limitée aux contraintes de traction; les équipements d'essais ont largement bénéficié des méthodes modernes de la métrologie, spécialement pour la mesure des forces, des allongements, des températures et de leurs dérivées par rapport au temps.

* *Courbe brute ou conventionnelle de traction*

C'est la courbe fournie par la machine et donnant la variation de la force en fonction de l'allongement, le temps pouvant apparaître comme paramètre (*fig.* 22).

On calcule les caractéristiques suivantes :

Le module d'Young : $E = \dfrac{\dfrac{F_1}{S_0}}{\dfrac{\Delta l_1}{l_0}}$

F_1 et Δl_1 : coordonnées d'un point du domaine élastique.

La limite de proportionnalité : $\left[\dfrac{F_e}{S_0}\right]$

La résistance maximale : $\left[\dfrac{F_m}{S_0}\right]$

L'allongement pour cent à la rupture :

$$A\,\% = \frac{\Delta l_r}{l_0} \times 100$$

Le coefficient de striction :

$$\Sigma\,\% = \frac{S_0 - S_r}{S_0} \times 100$$

Striction d'une éprouvette : dans la phase III, la déformation plastique de l'éprouvette est localisée dans la zone de striction où l'état de contrainte est fortement triaxial.

Remarques :

1 — La définition du module d'élasticité et de la limite d'élasticité ne pose pas de problème particulier lorsque le corps a un comportement élastique linéaire; il n'en est plus de même si la loi de comportement est plus complexe, aussi trouve-t-on des définitions de : module tangent (1); module tangent à l'origine (2); module sécant (3); limite de proportionnalité; limite conventionnelle à *a* % (voir *fig.* 23 et 24).

Il faut attribuer à certains corps des lois de comportement beaucoup plus complexes que la loi de Hooke. Il existe par exemple les corps visco-élastiques, ayant des lois de déformation du type : $f(\sigma, \dot{\sigma}, \varepsilon, \dot{\varepsilon}, \ddot{\sigma}, \ddot{\varepsilon}, \text{etc.}) = 0$. Le corps visco-élastique le plus simple a pour équation $\sigma = E\varepsilon + b\dot{\varepsilon}$.

Il est souhaitable de ne pas compliquer et multiplier les définitions des grandeurs caractéristiques, mais d'admettre qu'il est nécessaire d'utiliser par exemple deux constantes E et *b* pour décrire le comportement du matériau dans le domaine élastique.

2 — La mesure de la limite d'élasticité nécessite, pour être en accord avec la définition, un cyclage de l'éprouvette. Compte tenu de la précision de l'appareillage, elle ne peut être obtenue qu'en admettant une déformation résiduelle donnée (*fig.* 24).

* *Courbe rationnelle de traction*

Si l'on veut étudier le comportement intrinsèque du matériau, c'est-à-dire la relation $\sigma = f(\varepsilon)$, il est nécessaire de transformer la courbe brute $F = \Phi(\Delta l)$.

Supposons que lors de l'essai de traction nous ayons mesuré, grâce à deux extensomètres, l'allongement Δl_3 et la contraction transversale ΔD pour toute valeur de la force F.

Nous obtenons donc les triplets

$$F_i,\ \Delta l_i,\ \Delta D_i < 0$$

qui se transforment en :

État de contrainte :

$$\sigma_{33i} = \frac{F_i}{S_0\,(1 + \varepsilon_{11})^2}$$

État de déformation :

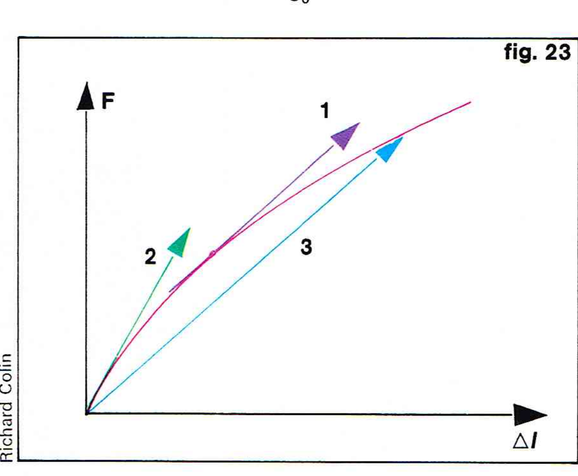
$$\varepsilon_{11i} = \int_{l_0}^{l_i} \frac{dD}{D} = \text{Log}\,\frac{D_i}{D_0} = \text{Log}\left(\frac{D_0 + \Delta D_i}{D_0}\right)$$

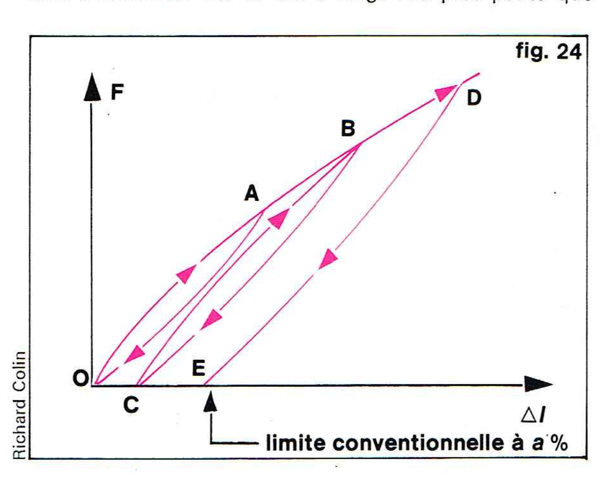
$$\varepsilon_{33i} = \int_{l_0}^{l_i} \frac{dl}{l} = \text{Log}\,\frac{l_i}{l_0} = \text{Log}\left(\frac{l_0 + \Delta l_i}{l_0}\right)$$

Nous pouvons donc calculer les couples de valeurs σ_i et ε_i pour chaque point de la courbe.

Qualitativement, cette double correction tient compte de la contraction transversale de l'éprouvette par effet Poisson pour le calcul de la contrainte, et de l'allongement cumulé de l'éprouvette pour le calcul de la déformation.

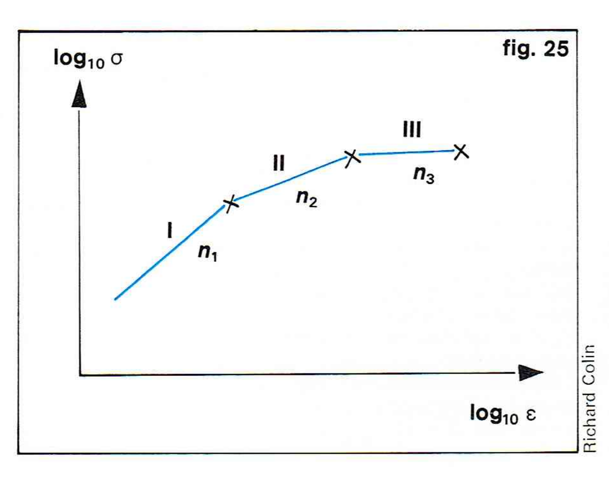
La méthode précédente, la plus rigoureuse, suppose l'enregistrement simultané de trois paramètres, ce qui n'est pas toujours réalisable, d'autant plus que la contraction transversale est de dix à vingt fois plus petite que





▶ *Figure 23 : quelques caractéristiques dans le cas d'un comportement élastique non linéaire : 1, module tangent; 2, module tangent à l'origine; 3, module sécant.*

Figure 24 : détermination de la limite conventionnelle à a % dans le cas d'un comportement élastique non linéaire; dans un premier temps on cycle l'éprouvette (OAO : déformation résiduelle nulle), ensuite on augmente la charge maximale (OBC : déformation résiduelle < a %), puis on augmente encore la charge (CDE : la déformation résiduelle vaut a %).



◀ *Figure 25 : courbe rationnelle de traction dans le domaine plastique (coordonnées logarithmiques).*

l'allongement longitudinal. Nous pouvons aussi calculer la courbe rationnelle de traction à partir de la courbe brute si l'on tient compte des deux faits expérimentaux suivants :

— Dans le domaine élastique, on peut négliger la variation de dimension de l'éprouvette comparativement à celle ayant lieu dans le domaine plastique.

— Dans le domaine plastique, la déformation se fait sensiblement à volume V constant :

$$V = Sl = \text{cte} \rightarrow \frac{dl}{l} = -\frac{dS}{S}$$

ce qui permet de calculer l'aire S de la section en connaissant la variation de longueur dl.

$$\varepsilon_{33i} = \varepsilon_i = \int_{l_0}^{l_i} \frac{dl}{l} = -\int_{S_0}^{S_i} \frac{dS}{S_0} = \text{Log}\,\frac{S_0}{S_i}$$

La courbe rationnelle de traction a, dans le domaine plastique et en coordonnées logarithmiques, l'allure indiquée sur la *figure* 25.

Les segments, au nombre de un, deux, parfois trois, peuvent être représentés chacun par une équation du type :

$$\sigma = \sigma_n\,(\varepsilon)^n$$

ou $$\text{Log}\,\sigma = \text{Log}\,\sigma_n + n\,\text{Log}\,\varepsilon$$

Le coefficient n est le coefficient d'écrouissage, il relie l'accroissement de la contrainte à l'accroissement de la déformation, ces deux grandeurs étant mesurées dans des échelles logarithmiques :

$$\Delta\,(\text{Log}\,\sigma) = n\Delta\,(\text{Log}\,\varepsilon)$$

Ce qui peut se traduire par l'énoncé : une variation de la *déformation plastique* $\Delta\varepsilon$ entraîne une variation de la *limite d'élasticité* $\Delta\sigma$ telle que

$$\Delta\,(\text{Log}\,\sigma) = n\Delta\,(\text{Log}\,\varepsilon)$$

Pratiquement, dans le cas des aciers, $n = 0{,}2$ (XC 10 recuit), et on peut montrer que le coefficient d'écrouissage n est relié à l'indice de Meyer N obtenu en dureté Brinell par la relation :

$$N = 2 + n$$

Chaque portion rectiligne de la courbe rationnelle de traction correspond à un mécanisme de déformation plastique déterminé; la pente de la droite mesure la consolidation du métal, ou phénomène d'écrouissage.

Les courbes rationnelles de traction sont particulièrement utiles pour étudier la plasticité des métaux et les mécanismes de la déformation plastique.

Remarque : il est nécessaire de faire des hypothèses supplémentaires si l'on veut rationaliser une courbe de traction au-delà du point de striction. Les calculs présentés ci-dessus ne sont valables que pour un état de traction simple, ce qui n'est pas le cas dans la striction qui est une zone de forte triaxialité des contraintes.

Phénomène de fatigue

Description du phénomène

Le phénomène de fatigue des matériaux est un mode de dégradation du solide qui aboutit à la ruine de la pièce. Ce processus apparaît lorsque l'état de contrainte ou de déformation est une fonction périodique du temps. L'état maximal de contrainte est toujours inférieur à la contrainte de rupture du matériau et souvent inférieur à sa limite élastique; c'est la répétitivité de la mise sous tension qui entraîne la dégradation du matériau.

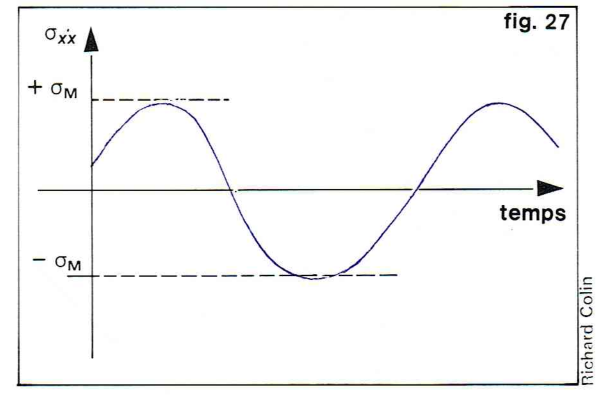
Exemple : flexion rotative. Sollicitons un barreau cylindrique de section circulaire par deux couples + C et — C, tels que l'on obtienne l'état de contrainte représenté sur la *figure* 26.

Si nous faisons tourner le cylindre autour de son axe, les couples appliqués ne bougeant pas, l'état de contrainte des points à la surface du cylindre entre les sections S_A et S_A' sera une fonction harmonique du temps (voir *fig.* 27).

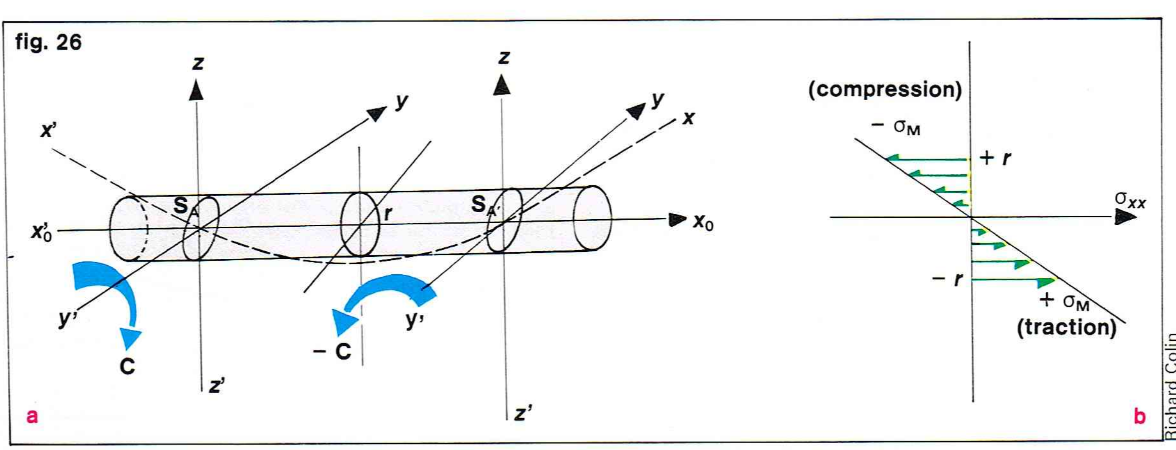
La contrainte maximale étant supposée inférieure à la limite d'écoulement en traction, le cylindre reste dans le domaine élastique et l'axe $\overrightarrow{x_0'x_0}$ devient $\overrightarrow{x'x}$ (portion de cercle entre les sections S_A et S_A').

Si pour un même matériau nous effectuons plusieurs essais de fatigue dans les conditions décrites ci-dessus, nous pourrons rassembler les résultats sur une courbe dite *courbe de Wöhler* (*fig.* 28).

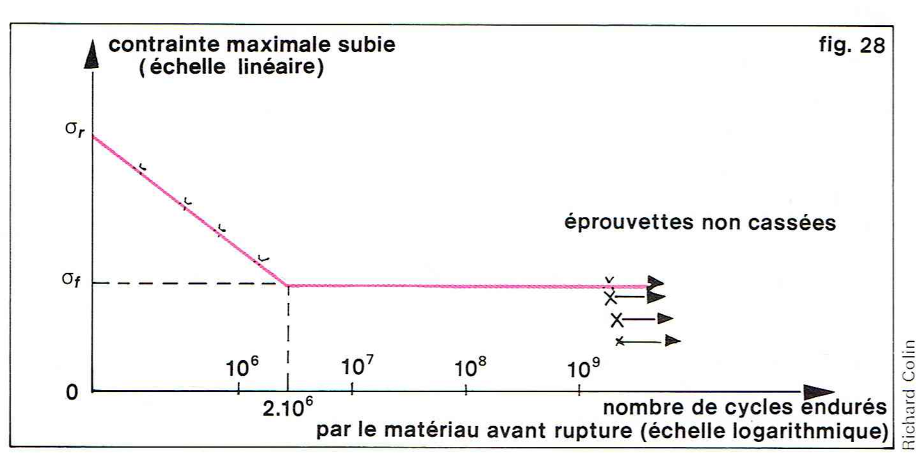
Chaque essai est défini par sa contrainte maximale et dure jusqu'à la rupture de la pièce après N cycles.



◀ *Figure 27 : variation de la contrainte $\sigma_{x'x}$ en fonction du temps à la surface du cylindre de la figure 26.*

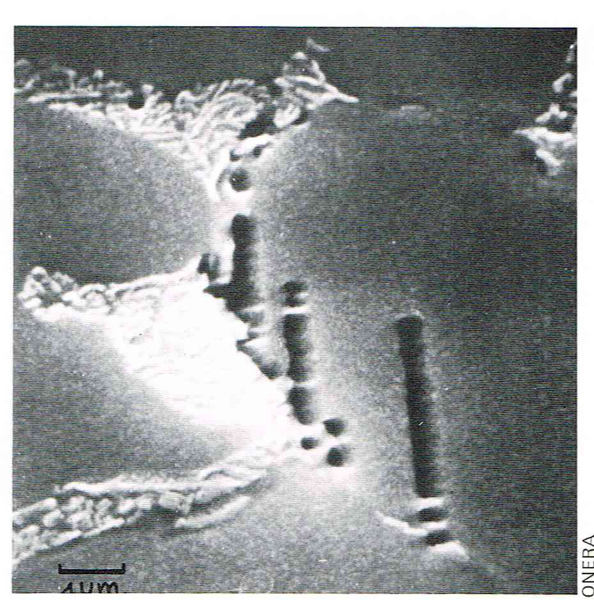


◀ *Figure 26 ; flexion rotative : a, état de déformation ; b, répartition des contraintes dans une section.*



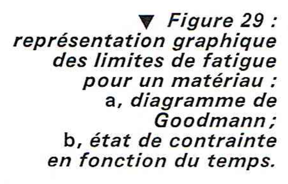
Richard Colin

▲ *Figure 28 : courbe de Wöhler pour un acier.*

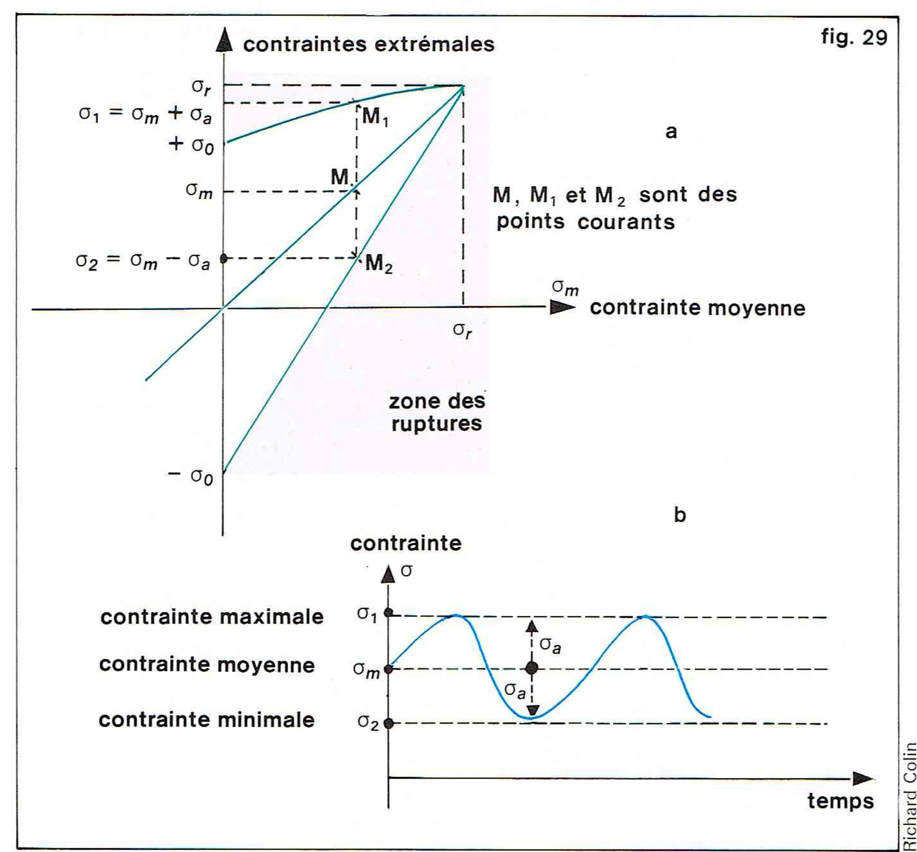


ONERA

▶ ***Lignes de dégâts parallèles, prenant généralement naissance à l'interface eutectoïde-matrice, observées dans certains grains de l'alliage de titane TU2 lors d'essais de fatigue en traction répétée (photo réalisée au microscope à balayage).***



▼ ***Figure 29 : représentation graphique des limites de fatigue pour un matériau : a, diagramme de Goodmann; b, état de contrainte en fonction du temps.***



Richard Colin

On peut définir deux types de comportements :

- si $\sigma_M > \sigma_f$, la rupture a lieu après quelques millions de cycles. C'est la partie descendante de la courbe de Wöhler;
- si $\sigma_M \leqslant \sigma_f$, il n'y a jamais rupture du matériau.

Origine du phénomène de fatigue

Le phénomène de fissuration par fatigue ou fissuration progressive n'est pas encore entièrement expliqué.

On montre qu'un matériau polycristallin, isotrope par compensation réciproque au niveau macroscopique (échelle de la pièce), reste anisotrope à l'échelle du grain. Il en résulte qu'un solide, dont l'état de contrainte est macroscopiquement inférieur à la limite d'élasticité, peut présenter des zones microscopiques plastifiées.

De nombreux facteurs interviennent dans cette répartition des contraintes à l'échelle des grains : la taille des grains; les orientations de part et d'autre des joints des grains (cohérence); les caractéristiques anisotropes des grains tant au point de vue élastique qu'au point de vue limite d'élasticité; la « propreté » et la composition de la barrière des joints de grains; la densité des dislocations et leur possibilité de mouvement.

Actuellement l'évolution du phénomène de fatigue est divisée en trois stades :

— *Premier stade.* Déformations plastiques et ruptures isolées en certains points, les plus sollicités, de l'agrégat polycristallin. L'observation d'une surface métallique polie révèle ces points singuliers. Le processus est à l'échelle cristalline et représente 10 % de la durée de vie du matériau.

— *Deuxième stade.* Formation de fissures locales par un processus de coalescence des défauts primaires créés lors du premier stade. Le phénomène est à l'échelle cristalline et représente 60 % de la durée de vie du matériau.

— *Troisième stade.* Développement des fissures en rapport avec le champ de contrainte existant. On observe une propagation rapide et régulière de la fissure. La durée de ce stade représente 30 % de la durée totale de vie du matériau.

Durant les trois stades de l'évolution du phénomène, le rôle des dislocations en tant que mécanisme élémentaire de la déformation plastique est primordial.

Facteurs et paramètres d'influence

— *Loi de variation de la contrainte par rapport au temps.* La variation de la contrainte par rapport au temps peut être harmonique, périodique ou quelconque. Par décomposition en série de Fourier ou en série intégrale de Fourier, on peut toujours, théoriquement, transformer le problème le plus général en celui, plus simple, des sollicitations harmoniques. Cependant, il n'est pas évident que l'on puisse appliquer le principe de superposition nécessaire pour justifier une telle décomposition.

— *Nature de la contrainte.* Nous avons vu que les limites d'élasticité et les charges de rupture sont, pour un même matériau, des caractéristiques dépendant du type de contrainte ou de déformation. Il en est de même pour les limites de fatigue.

— *Contrainte moyenne.* Goodman a proposé de réunir sur un seul diagramme les variations de la limite de fatigue d'un matériau, pour un type de sollicitation déterminé, en fonction des deux paramètres que sont la contrainte moyenne et l'amplitude de la contrainte (*fig.* 29).

Il est possible de simplifier un tel diagramme en faisant l'hypothèse que l'amplitude σ_a est une fonction linéaire de la contrainte moyenne.

$$\sigma_a = \sigma_0 \left(1 - \frac{\sigma_m}{\sigma_r}\right)$$

$$\sigma_1 = \sigma_m + \sigma_a$$

$$\sigma_1 = \sigma_m + \sigma_0 \left(1 - \frac{\sigma_m}{\sigma_r}\right)$$

$$\sigma_1 = \sigma_0 + \sigma_m \left(1 - \frac{\sigma_0}{\sigma_r}\right)$$

σ_r : contrainte de rupture statique du matériau, mesurée dans les mêmes conditions de contrainte.

La mesure de σ_0 et de σ_r permet donc de connaître la limite de fatigue pour un état de contrainte moyen déterminé.

On montre que :

$$-\frac{\sigma_0}{\sigma_r} \leqslant \frac{d\sigma_a}{d\sigma_m} < 0$$

— *Fréquence de sollicitation.* Le rôle de la fréquence sur le phénomène de fissuration progressive est complexe. Il est cependant possible de distinguer deux phénomènes principaux.

* *Phénomène de relaxation.* Le comportement dynamique d'un matériau réel n'est pas toujours très bien représenté par la loi de Hooke : $\sigma = E\varepsilon$. On lui préfère souvent une loi de comportement du type :

$$\sigma = E\varepsilon + b\dot{\varepsilon}$$

Si nous imposons un état de contrainte :

$$\sigma = \sigma_0 \cdot \cos \omega t$$

Nous pouvons calculer la déformation :

$$\varepsilon = \frac{\sigma_0}{\sqrt{E^2 + b^2\omega^2}} \cdot \cos(\omega t + \varphi)$$

Avec $\varphi = \text{Arg}(E + jb\omega)$

L'amplitude de la déformation est donc

$$\frac{\sigma_0}{\sqrt{E^2 + b^2\omega^2}}$$

c'est-à-dire que, l'amplitude σ_0 de la contrainte étant fixée, la déformation décroît lorsque la pulsation augmente. Une augmentation de la pulsation entraînant une diminution de la déformation du matériau, la tenue à la fatigue doit en être améliorée (*fig.* 30).

On constate expérimentalement une augmentation de la limite de fatigue en fonction de la fréquence de sollicitation, si la contrainte maximale n'est pas trop élevée.

* *Phénomène d'échauffement.* Un matériau soumis à un état de contrainte cyclique s'échauffe. Le modèle rhéologique retenu rend compte de ce phénomène. Il est facile de démontrer que la perte d'énergie par cycle et par unité de volume est égale à :

$$\Delta W = \frac{\pi b \sigma_0^2 \omega}{(E^2 + b^2\omega^2)}$$

Cette énergie mécanique perdue est en fait transformée principalement en chaleur, une faible proportion servant à la transformation de la structure du matériau par différents processus, dont la microplasticité. Le matériau s'échauffant, sa température d'équilibre sera sous la dépendance de sa conductivité thermique et des conditions aux limites du refroidissement.

Si la température de la pièce croît fortement (+ 200 °C), les caractéristiques mécaniques décroissent et la limite de fatigue diminue.

Si la température augmente légèrement (+ 20 °C), les caractéristiques mécaniques restent constantes, ainsi que le comportement à la fatigue.

Il faut noter que la mesure de la température est une connaissance moyenne du phénomène, alors que les sources de chaleur sont, par suite de l'anisotropie cristalline, réparties de façon discrète dans les zones les plus sollicitées.

La puissance moyenne thermique du matériau sollicité est égale à :

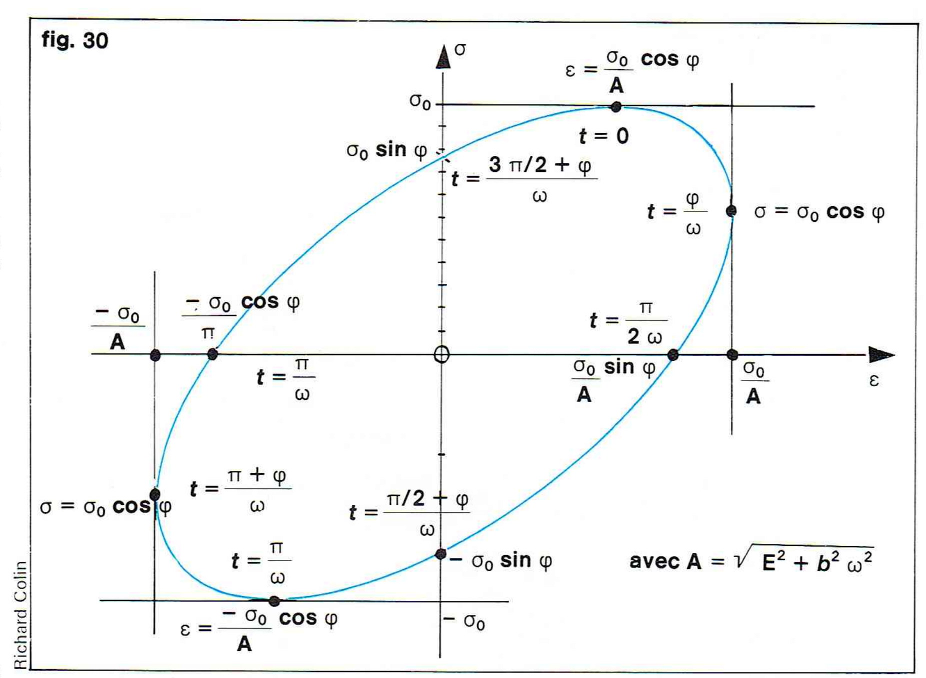
$$P = \frac{\Delta W}{T} = \frac{b\sigma_0^2\,\omega^2}{2\,(E^2 + b\omega^2)}$$

avec T = période du phénomène : $\frac{2\pi}{\omega}$.

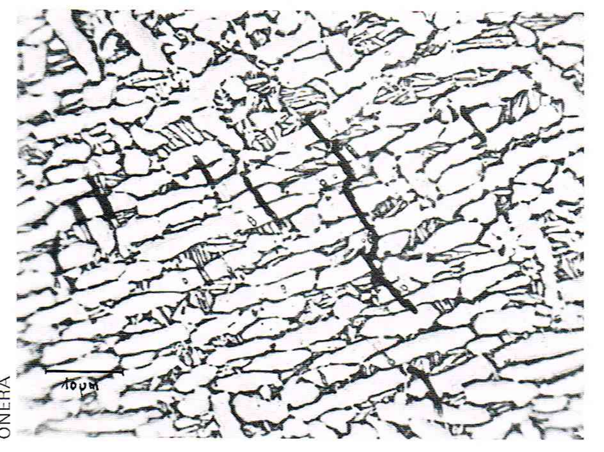
— *Influence du milieu.* La nature du milieu entourant le corps sollicité a une très grande influence sur le phénomène de fissuration progressive, ce milieu pouvant être gazeux, liquide ou solide.

On observe, en général, une tenue maximale des matériaux lorsqu'ils sont sollicités dans le vide. La présence d'un milieu liquide ou gazeux modifie le champ de force existant sur la surface, la migration des dislocations en est changée, ainsi que la tenue à la fatigue qui en dépend (effet Rehbinder).

Un autre mécanisme d'influence est l'irréversibilité des fissures formées lors des deux premiers stades du processus de fissuration. L'adsorption d'atomes sur les surfaces formées par l'ouverture des fissures empêche leur fermeture lors du changement de signe de la contrainte.



▲ *Figure 30 : variation de la contrainte et de la déformation en fonction du temps pour un corps visco-élastique.*



◀ *Début de fissures observées en microscopie optique dans une éprouvette d'alliage de titane TA 6V soumise à un essai de fatigue en traction répétée.*

La présence d'un liquide corrosif, surtout si l'attaque chimique est localisée mais très pénétrante, a un effet extrêmement nocif sur la tenue à la fatigue du matériau.

Dans le cas d'un environnement solide (cas du frettage de deux pièces par exemple), on observe dans certaines conditions une corrosion de contact qui est l'amorce d'une rupture de fatigue. Ce phénomène, connu souvent sous le nom de « fretting-corrosion », est encore mal élucidé ; on sait qu'il est spécifique de certains couples solides de matériaux, qu'il est favorisé par de grandes pressions de contact et qu'il apparaît pour des mouvements entre des pièces d'une dizaine de microns.

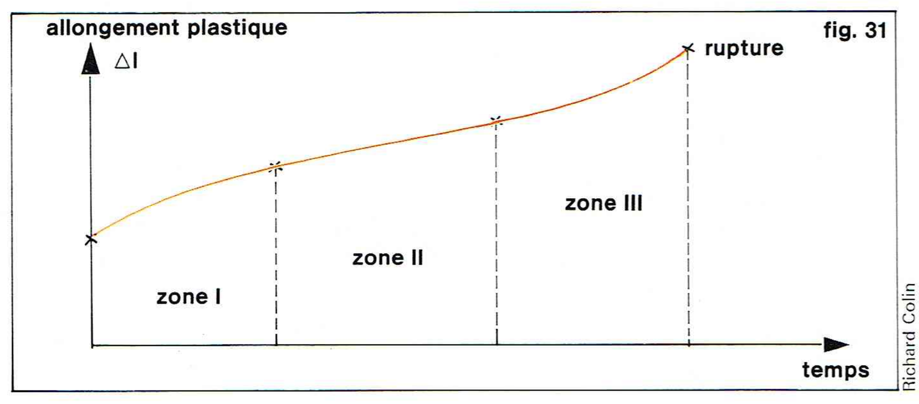
Remarque : lorsque le cycle de contrainte soumet le matériau à une déformation macroscopiquement plastique, le phénomène de fatigue qui en découle est dit de fatigue oligocyclique. Ce type de fatigue intéresse certaines constructions très sollicitées mais dont la durée de vie est volontairement limitée, ou apparaît comme étant lié à l'utilisation exceptionnelle d'un mécanisme.

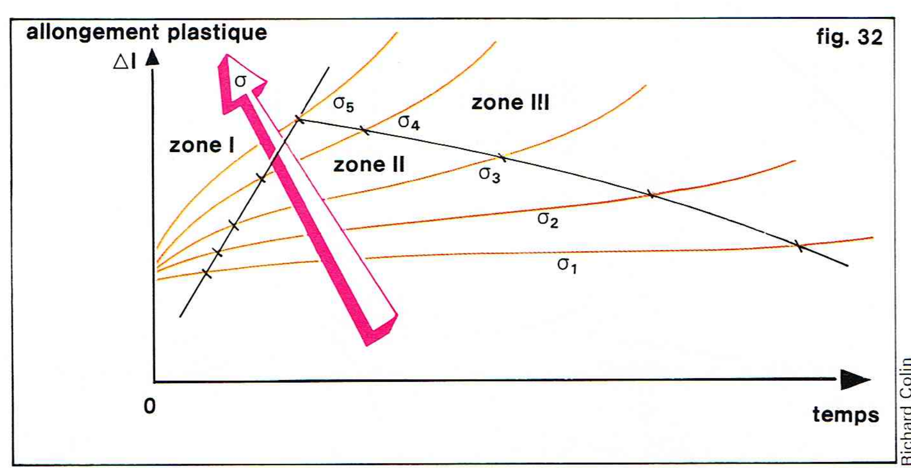
Phénomène de fluage

Définition

On dit qu'un matériau présente un phénomène de fluage si, ce solide étant sollicité sous un état de contrainte constant σ, on observe une déformation plastique ε_p, mesurable et croissant en fonction du temps.

Pour un matériau donné, les paramètres principaux du fluage sont la température du corps et la valeur de la contrainte imposée.





▲ ***Figure 31 :*** ***évolution de l'allongement d'une éprouvette en fonction du temps pendant le fluage.*** ***Figure 32 :*** ***influence de la contrainte sur l'évolution de la déformation de fluage en fonction du temps.***

▼ ***Figure 33 :*** ***exemples de modèles rhéologiques ;*** ***a, de Hooke (ressort parfait) ;*** ***b, de Newton (amortisseur fluide parfait) ;*** ***c, de Maxwell ;*** ***d, de Kelvin-Vorgt ;*** ***e, de Boltzmann-Thomson.***

Exemple :

Maintenons une éprouvette de traction sous une charge constante P_0 à la température T et enregistrons son élongation Δl en fonction du temps t (voir diagramme de la *figure* 31).

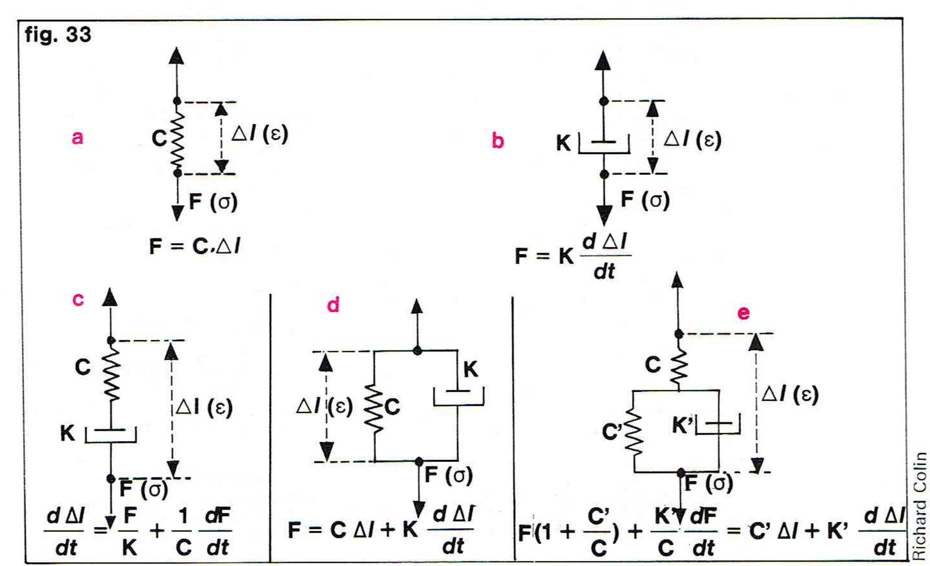
On décompose l'évolution du phénomène en trois stades :

— *Premier stade.* Fluage primaire : zone I. La vitesse de déformation est une fonction décroissante du temps.

— *Deuxième stade.* Fluage secondaire : zone II. Le phénomène est stabilisé, l'évolution se fait à vitesse constante.

— *Troisième stade.* Fluage tertiaire : zone III. La vitesse de déformation est une fonction croissante du temps, et l'essai se termine par la rupture de l'éprouvette.

Avec les mêmes coordonnées, il est possible de représenter l'influence de la contrainte ; on obtient alors un réseau de courbes de fluage (voir *fig.* 32).



Origines du fluage

Les origines du fluage sont nombreuses, cependant, dans le cas des matériaux métalliques, il est surtout le résultat macroscopique de deux phénomènes microscopiques antagonistes :

★ *Premier phénomène : l'écrouissage.* Nous avons vu que la déformation plastique d'un métal était représentable par :

$$\sigma = \sigma_n \, (\varepsilon)^n$$

avec n : coefficient d'écrouissage.

Nous savons qu'une augmentation relative de la déformation plastique $\left(\frac{\Delta\varepsilon}{\varepsilon}\right)$ s'accompagne d'une augmentation relative de la limite élastique $\left(\frac{\Delta\sigma}{\sigma}\right)$ telle que :

$$\left(\frac{\Delta\sigma}{\sigma}\right) = n \left(\frac{\Delta\varepsilon}{\varepsilon}\right)$$

Ce phénomène de consolidation est l'écrouissage, et il assure la stabilité du système déformé plastiquement.

★ *Deuxième phénomène : la restauration.* La mise sous contrainte dans le domaine élastique puis l'écrouissage d'un matériau correspondent à une augmentation de l'énergie interne du corps. En effet la mise sous contrainte correspond à une énergie potentielle élastique proportionnelle au carré de la contrainte, et la déformation plastique, en créant des dislocations, élève l'énergie interne d'une quantité proportionnelle au carré du vecteur de Burgers moyen. Il ne faut pas oublier, en outre, que, les dislocations créées n'étant pas libres, il existe une énergie mutuelle d'interaction supplémentaire.

Un tel système hors d'équilibre évoluera s'il le peut vers une configuration moins énergétique.

Si la température du corps hors d'équilibre thermodynamique est suffisante pour que les éléments constitutifs du polycristal (atomes, ions, lacunes, dislocations) puissent diffuser, nous observerons le phénomène dit de restauration. Ce phénomène de restauration est un retour vers l'état initial, et parmi les caractéristiques mécaniques on observe une diminution de la limite d'élasticité qui permettra une nouvelle déformation plastique.

Suivant la température du corps, le système cristallin déformé évoluera de deux façons différentes : soit une polygonisation qui est une réorganisation des dislocations à l'intérieur des cristallites existants, soit une recristallisation qui créera une nouvelle cristallisation.

Nous voyons donc que ces deux mécanismes, en apparaissant alternativement, vont régir le phénomène de fluage. Les paramètres en sont : l'état de contrainte σ ; le coefficient d'écrouissage n ; la température T et la vitesse de restauration.

Modèles rhéologiques

Le modèle élastique de Hooke $\sigma_{ij} = C_{ijkl} \cdot \varepsilon_{kl}$ ne peut pas rendre compte du comportement d'un corps lors du processus de fluage. La rhéologie, qui a pour but d'étudier l'écoulement des matériaux « solides », a proposé divers modèles mécaniques ou électriques ayant, par analogie, un comportement identique à celui des matériaux « solides ». Ces modèles rhéologiques (*fig.* 33) sont justifiés par le fait que le comportement macroscopique de matériaux divers est sensiblement le même si l'on remplace le paramètre température par le coefficient réduit :

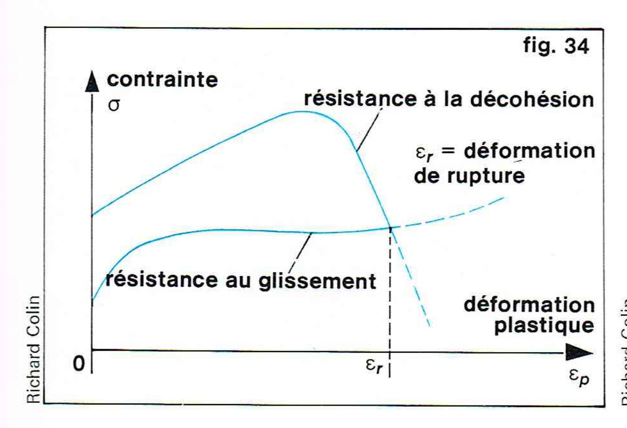
$$\Theta = \frac{T}{T_f}$$

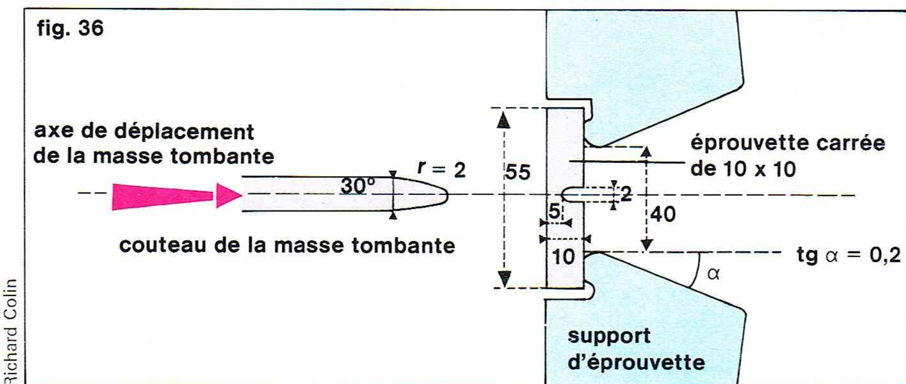
où T_f est la température de fusion du corps.

Fragilité des matériaux

Un corps soumis à un état de contrainte croissant se déforme d'abord suivant un processus réversible, et le comportement est dit élastique, puis, au-delà d'un taux de contrainte critique, la déformation devient permanente, et le comportement est dit plastique, la résistance au glissement (cisaillement) du matériau régissant dans tous les cas l'évolution du système. Si la contrainte augmente encore, on observe la rupture du matériau par décohésion (*fig.* 34).

Un tel matériau a un comportement ductile, c'est-à-dire une déformation plastique, tant que la déformation





est inférieure à la déformation de rupture ε_r. Pour cette déformation, on observe une rupture par décohésion sans déformation plastique supplémentaire. Le comportement est alors dit fragile pour ce point critique.

Facteurs fragilisants

La fragilité d'un matériau est conditionnée par plusieurs facteurs qui vont modifier la position relative des courbes de résistance au glissement et à la décohésion.

Les facteurs fragilisants sont : une capacité de déformation plastique faible; une température basse; une vitesse de sollicitation élevée; un état de contrainte triaxial; une grande vitesse de propagation des déchirures; une résistance à la rupture élevée.

Essai de résilience

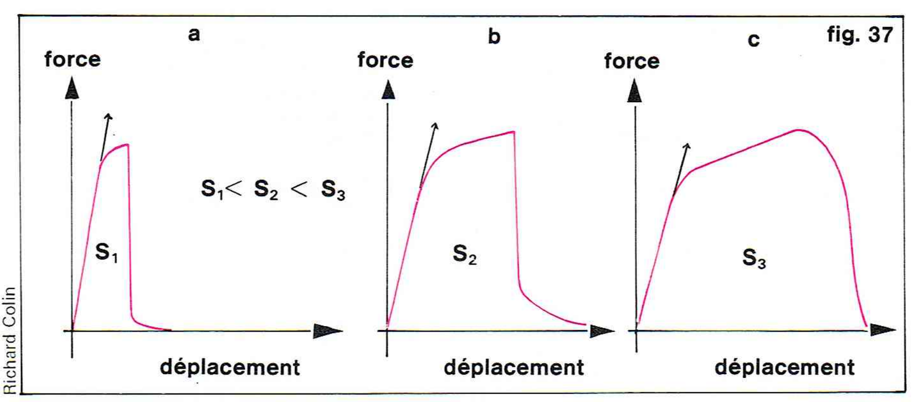
L'essai de résilience constitue encore actuellement le mode de mesure de la fragilité d'un matériau le plus utilisé. Son principe est la mesure de l'énergie nécessaire pour entraîner la rupture d'un barreau entaillé ou non par une masse tombant d'une certaine hauteur (*fig.* 35).

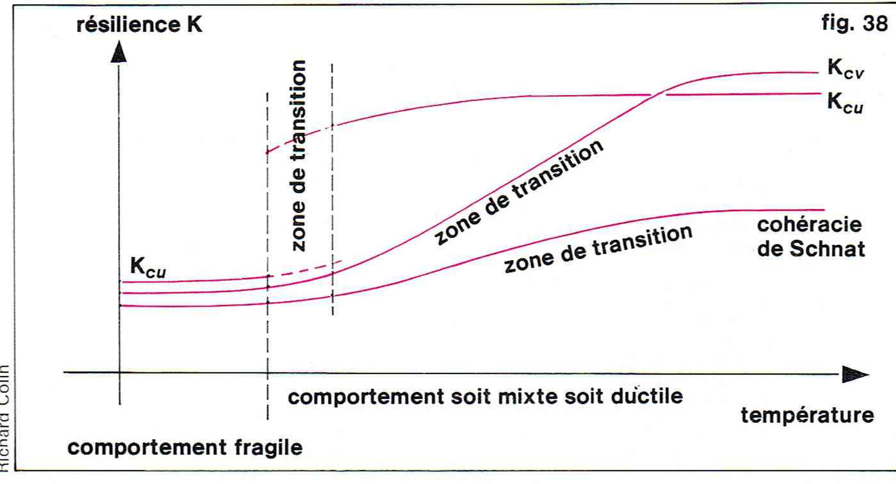
La résilience K est l'énergie nécessaire à la rupture exprimée en joules et ramenée à l'unité de surface de la section de rupture macroscopique mesurée en centimètres carrés.

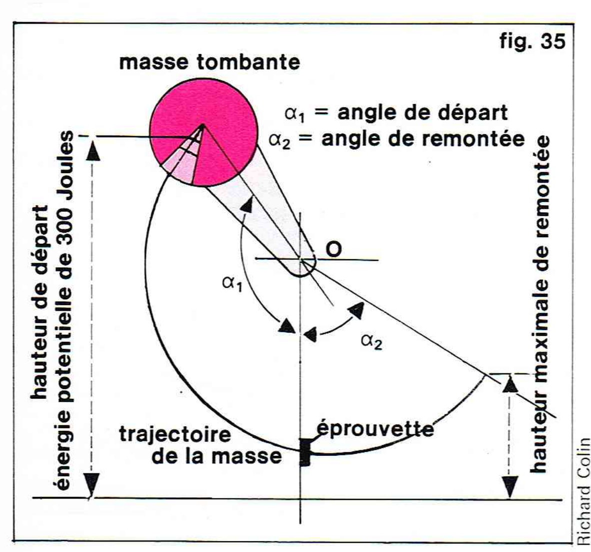
Dans le cas des matériaux fragiles, telles les fontes phosphoreuses à graphite lamellaire, il n'est pas souhaitable d'utiliser un barreau entaillé pour augmenter la fragilité.

Dans le cas des matériaux ductiles, il est nécessaire d'entailler le barreau afin d'obtenir à fond d'entaille une triaxialité des contraintes et une concentration de la déformation qui favorisent le comportement fragile.

Malheureusement, l'essai de résilience est un essai comparatif, les valeurs mesurées sur un matériau étant fonction du type d'éprouvette et de la nature du mouton-pendule utilisé pour l'essai. C'est en particulier pour cette raison qu'il existe de nombreux types d'éprouvettes et que chaque utilisateur entend conserver celle qui correspond le mieux à son problème ainsi qu'à ses habitudes (*fig.* 36).







— *Mouton-pendule « instrumenté ».* L'utilisation de jauges extensométriques permettant la mesure de déformations évoluant rapidement en fonction du temps a permis de mesurer deux paramètres importants pendant l'essai de résilience : la force appliquée sur l'éprouvette et sa déformation macroscopique.

On obtient par cette technique des courbes effort/déplacement qui illustrent les comportements des différentes classes de matériaux (*fig.* 37).

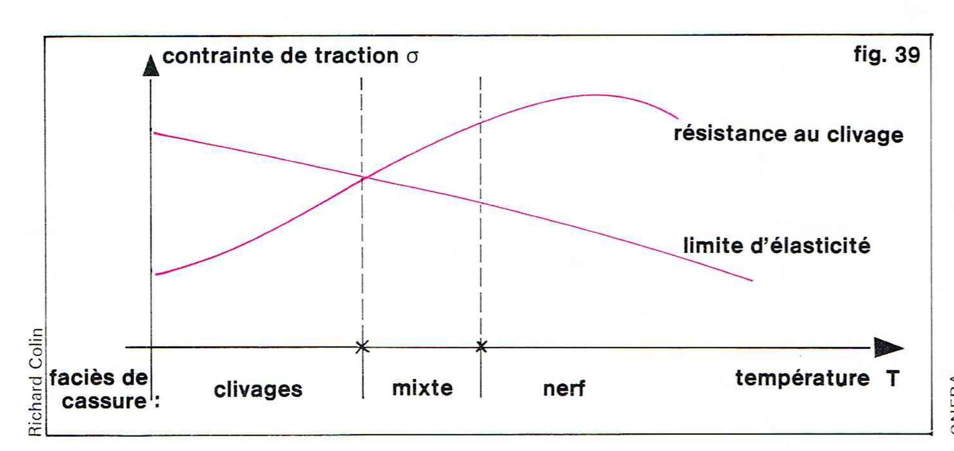
— *Influence de la température sur la valeur de la résilience.* La connaissance de la température de l'éprouvette au moment de l'essai est extrêmement importante. Si l'on résume les résultats obtenus par différents expérimentateurs utilisant des éprouvettes et des moutons différents, on obtient le graphique de la *figure* 38.

On observe :

- Une zone à comportement ductile pour les hautes températures. La résilience est élevée.
- Une zone à comportement fragile pour les basses températures. La résilience est basse.
- Une température ou un domaine de transition entre les deux zones précédentes.
- La température de transition est fonction de l'acuité de l'entaille. Elle n'est donc pas une grandeur caractéristique du matériau.

▲ Figure 34 : variations de la résistance à la décohésion et au glissement d'un matériau en fonction de sa déformation plastique.
Figure 36 : disposition de l'éprouvette normalisée de résilience K_{cu} sur son support.
Figure 37 : courbes effort-déplacement lors de l'essai de résilience :
a, rupture fragile ;
b, rupture mixte ;
c, rupture ductile.
Figure 38 : comparaison de l'influence de la température sur divers types de résiliences.

◀ Figure 35 : principe de l'essai de résilience par la méthode du mouton-pendule de Charpy.



ONERA

0,5 mm

▲ *Figure 39 : diagramme de Noren. A droite, un matériau composite à fibres de carbone, obtenu par double imprégnation (phénolique/époxyde) ; la résilience supérieure des composites obtenus par double imprégnation a pu être attribuée à l'existence d'une fine porosité confinée aux interfaces entre les unités structurales travaillantes.*

— Les résiliences obtenues dans le domaine ductile diffèrent suivant les types d'essais. Là aussi, la grandeur n'est pas caractéristique.
— Les résiliences obtenues dans le domaine fragile sont identiques. On a mesuré une grandeur caractéristique du matériau.

— *Analyse du faciès de la cassure.* Il est extrêmement instructif d'analyser le faciès de la cassure.

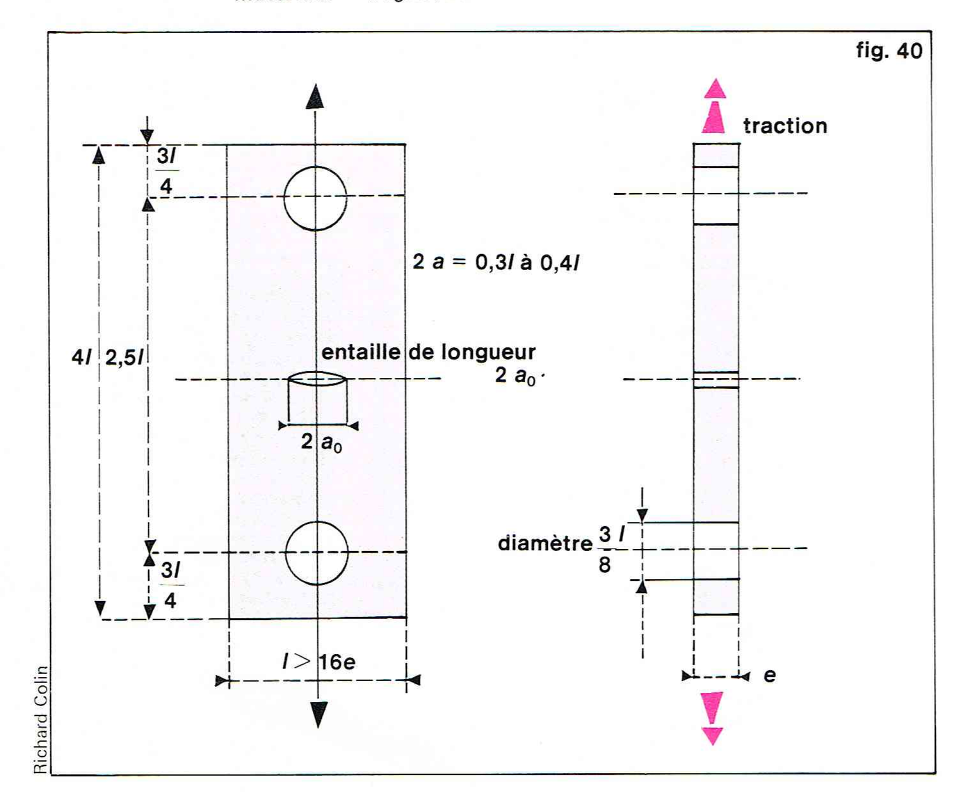
Une *rupture dans le domaine fragile* permet de reconstituer l'éprouvette initiale par rapprochement des deux morceaux qui ne sont pas déformés plastiquement. La surface de la cassure est une juxtaposition de surfaces planes et brillantes qui sont les plans de clivage dans le cas des ruptures intragranulaires, et les surfaces des joints de grains dans le cas des ruptures intergranulaires. Cet aspect de la cassure est dit cristallin, rappelant par là que l'on observe parfaitement la disposition des cristaux qui constituent l'agrégat.

Une *rupture dans le mode ductile* ne permet pas de reconstituer le barreau de départ par rapprochement des deux morceaux qui sont déformés plastiquement. Le faciès de la cassure est mat et sans formes géométriques planes. L'écoulement du métal lors de la déformation plastique fait que ce faciès de rupture est dit « à nerfs ».

Si la rupture a lieu à une température située dans la zone de transition, son faciès est constitué de deux zones. Sur la périphérie le faciès est à nerfs, au centre il est cristallin.

On vérifie donc que la triaxialité est bien un facteur fragilisant.

▼ *Figure 40 : éprouvette à entaille centrale (type IRWIN) servant à l'étude de la propagation des fissures dans un matériau.*



L'influence de la température sur la résilience peut être expliquée par le *diagramme de Noren,* qui relie la limite élastique et la résistance au clivage d'un matériau en fonction de la température (*fig.* 39).

La résistance au clivage est mesurée par un essai de traction sur le matériau étudié. L'éprouvette est revêtue d'une soudure dure et fragile servant de générateur de fissure. Lorsque la contrainte moyenne de traction atteint la valeur de la résistance au clivage, les fissures existant dans la soudure se propagent dans l'éprouvette.

Essai de propagation de fissure sur éprouvette entaillée

Il est extrêmement intéressant de savoir si une fissure préexistant dans un matériau soumis à un état de contrainte est stable ou non. Cette préoccupation découle des problèmes suivants : certains matériaux utilisés ne sont pas parfaits, il existe en leur sein de nombreuses fissures ; quelle est la taille critique de ces fissures ? que peut-on accepter et que doit-on rejeter comme défauts ?

— *Position du problème* (*fig.* 40).
— Si la fissure, de longueur initiale a, augmente de dimension, il est nécessaire de fournir une énergie pour créer cette interface. L'énergie de déchirure par unité de surface est G_c.
— L'augmentation de la longueur de la fissure entraîne une relaxation de l'état de contrainte, c'est-à-dire qu'il y a libération d'énergie élastique.
— Si le matériau est parfaitement fragile, il n'est pas nécessaire d'envisager un échange énergétique correspondant à une plastification à fond d'entaille.
— Dans le cas d'un matériau ductile, on observe une plastification à fond d'entaille dont il faudra tenir compte dans le calcul de la stabilité de la fissure.

— *Stabilité de la fissure*

Tant que l'énergie libérée par la relaxation de la contrainte est plus faible que l'énergie absorbée par la propagation de la fissure qui l'a engendrée, le système est stable, et la fissure croît lorsque la contrainte moyenne augmente.

Dans le cas contraire, l'équilibre est rompu, et la rupture devient catastrophique.

Ces problèmes sont étudiés par la discipline relativement nouvelle qu'est la *mécanique de la rupture.* On montre en particulier que la grandeur K, qui est le facteur d'intensité de contrainte, est primordiale.

$$K = \sigma\,(\pi \cdot a)^{1/2}$$

avec : σ = contrainte moyenne de traction ; $2\,a$ = longueur de la fissure ; K = facteur d'intensité de contrainte.

La grandeur K augmente lorsque l'état de contrainte σ croît. Elle atteint une valeur maximale critique K_c à partir de laquelle l'équilibre est rompu.

On montre que :

$$K_c = (EG_c)^{1/2} = \sigma_i\,(\pi a_i)^{1/2}$$

avec : σ_i = contrainte moyenne critique ; $2\,a_i$ = longueur critique ; E = module d'Young ; G_c = énergie spécifique de la déchirure.

Pratiquement, on mesure σ, a, et $\frac{da}{dt}$ lorsque la déchirure devient catastrophique. Le relevé des mesures ultimes permet de calculer K_c, le facteur d'intensité de contrainte critique.

PROPRIÉTÉS ÉLECTRIQUES DES MATÉRIAUX

Au début du siècle, alors que l'électricité apparaissait comme l'énergie de l'avenir, le comportement électrique des matériaux, tel qu'on savait le mettre en évidence, permettait de les classer dans deux catégories : les conducteurs et les isolants. Placé dans un champ électrique, un corps conducteur est parcouru par un courant. Un corps isolant, dans les mêmes conditions, se contente d'emmagasiner de l'énergie électrostatique. Cette classification se révéla rapidement insuffisante pour deux raisons. Tout d'abord, en 1911, à Leyde, Kammerlingh Onnes mit en évidence la disparition complète de la résistivité du mercure à 4,2 °K. Ce phénomène mystérieux, la supraconductivité, devait rester inexpliqué jusqu'à ce que Bardeen, Cooper et Schrieffer en fournissent une théorie quantique générale en 1957. Par ailleurs, on s'aperçut rapidement qu'entre les bons conducteurs que sont les métaux (résistivité de l'ordre de $10^{-6}\,\Omega.\text{cm}$) et les isolants ($10^{14}$ à $10^{22}\,\Omega.\text{cm}$), il y avait place pour une troisième catégorie de corps, les semi-conducteurs (10^{-2} à $10^{9}\,\Omega.\text{cm}$). A côté de leur résistivité intermédiaire, ces derniers ont un comportement très particulier en fonction de la température : alors qu'un bon conducteur comme l'argent voit sa résistance diminuer rapidement lorsque la température décroît, celle d'un semi-conducteur comme le germanium augmente et devient énorme au voisinage de 0 °K.

Nous envisagerons successivement les propriétés des conducteurs et supraconducteurs, celles des semi-conducteurs et enfin les propriétés des isolants ou diélectriques. Cette dernière partie sera la plus importante, car, si les matériaux semi-conducteurs ont révolutionné l'électronique à partir de 1945, il n'est pas exagéré de dire qu'une meilleure compréhension des propriétés des diélectriques sera peut-être à l'origine du développement de produits aussi étonnants que le transistor en son temps. La preuve en est que l'introduction des électrets — qui sont des diélectriques chargés — dans la technologie des microphones a complètement bouleversé le marché de ces composants.

Conducteurs et supraconducteurs

Résistivité des métaux

Nous rappellerons brièvement ici quelques caractéristiques de la structure des métaux qui expliquent leur faible résistivité. La conductivité est essentiellement liée au nombre de porteurs de charges libres de se déplacer dans le volume du matériau. Dans un métal, ces porteurs sont des électrons de valence que l'on appelle électrons de conduction. On peut se demander pourquoi la phase condensée constituée par les cations du métal se laisse si aisément traverser par les électrons de conduction qui se comportent comme un gaz sans interactions. Il faut chercher la réponse à notre question dans la mécanique quantique. Tout d'abord, la nature ondulatoire de l'électron lui permet de se propager librement dans une structure périodique telle que le réseau des cations. Ensuite, un électron de conduction n'est que rarement diffusé par un autre électron de conduction en raison du principe de Pauli qui interdit à deux électrons de se trouver dans le même état quantique.

A ce stade, on pourrait croire que tous les cristaux sont conducteurs, puisque les atomes y sont ordonnés suivant un réseau périodique. En fait, les électrons d'un cristal sont localisés dans des bandes d'énergie permises séparées par des bandes interdites. Le « remplissage » de ces bandes dépend du nombre d'électrons du cristal. Si ce nombre est tel que les bandes d'énergie sont soit pleines, soit vides, aucun électron ne peut se déplacer dans un champ électrique, et le matériau est *isolant*. Si, au contraire, une ou plusieurs bandes sont partiellement remplies, les électrons de ces bandes pourront se déplacer dans un champ électrique, et le cristal aura les propriétés d'un métal : il sera *conducteur*.

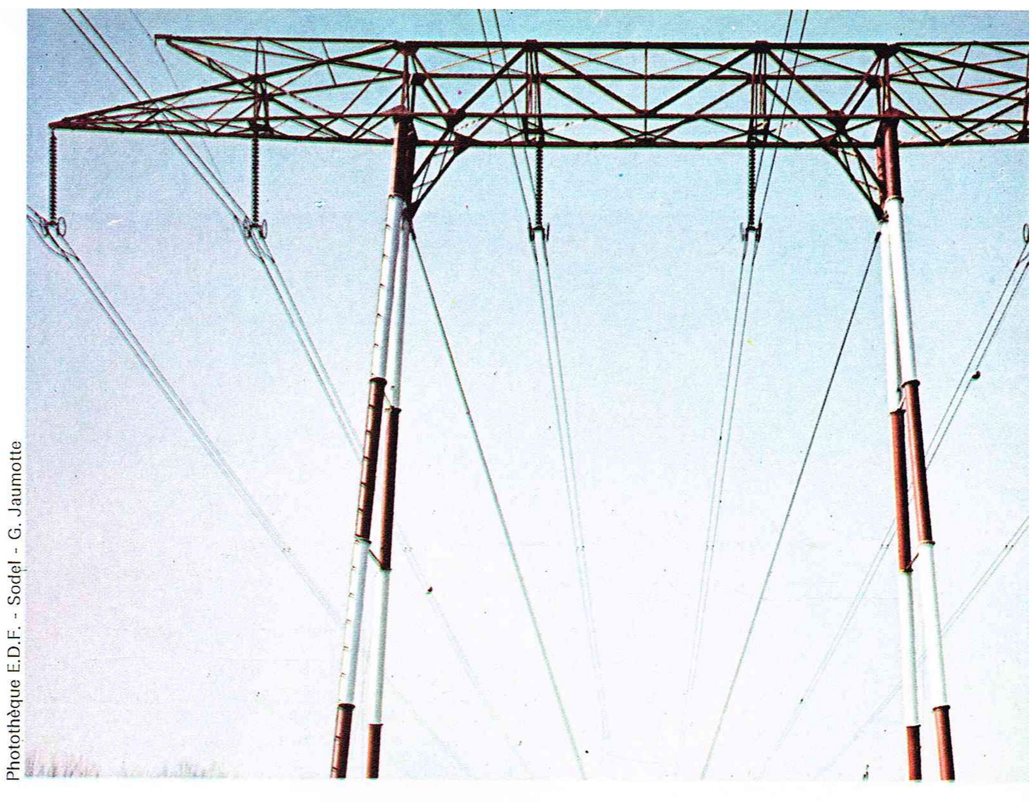
Le roi des conducteurs industriels est le cuivre, qui constitue la majeure partie des circuits de distribution énergétiques et des bobinages de circuits magnétiques. Il est concurrencé par l'aluminium et par des conducteurs hétérogènes (cuivre ou aluminium sur âme d'acier) dans la fabrication des lignes aériennes de transport d'énergie. Le prix élevé de l'argent, meilleur conducteur que le cuivre, en fait réserver l'usage à des cas spéciaux.

D'autres métaux sont utilisés pour leurs propriétés conductrices dans le cas où celles-ci doivent s'accompagner de caractéristiques physico-chimiques particulières. C'est le cas de l'or déposé sur certains contacts pour éviter qu'ils ne s'altèrent par oxydation.

Les supraconducteurs

Lorsque l'on refroidit certains métaux ou alliages à des températures suffisamment basses, on constate que leur résistivité électrique est si voisine de zéro que l'on peut observer des courants électriques persistants dans les anneaux supraconducteurs pendant plus d'un an sans apport d'énergie extérieur. Les temps d'amortissement des supracourants, évalués par des méthodes de résonance magnétique nucléaire, ne sont pas inférieurs à 100 000 ans.

Les températures de transition observée s'étendent de 21 °K pour l'alliage $Nb_3\,(Al_{0,8}\,Ge_{0,2})$ à 0,01 °K pour les


Photothèque E.D.F. - Sodel - G. Jaumotte

▲ ***Les lignes aériennes de transport d'énergie sont constituées de matériaux conducteurs de faible résistivité (cuivre ou aluminium sur âme d'acier).***


Lab. de physique des matériaux du Centre national de la recherche scientifique

▼ ***Cristaux de cuivre.***

Tableau I
Températures de transition de quelques composés supraconducteurs

Composés	Tc (°K)	Composés	Tc (°K)
Nb_3Sn	18,05	V_3Ga	16,5
$Nb_3\ (Al_{0,8}Ge_{0,2})$	20,9	V_3Si	17,1
Nb_3Al	17,5	UCo	1,7
Nb_3Au	11,5	Ti_2Co	3,44
NbN	16,0	La_3In	10,4
MoN	12,0	InSb	1,9

▲ *Tableau I : températures de transition de quelques composés supraconducteurs.*

semi-conducteurs. On donne les températures de transition de quelques composés supraconducteurs dans le *tableau* I. Un champ magnétique suffisamment élevé a pour effet de détruire la supraconductibilité. On note H_c la valeur critique du champ magnétique qui détruit la supraconductibilité ; elle dépend de la température et tombe à zéro à la température de transition de l'état supraconducteur à l'état normal du matériau. Dans la mesure où les supraconducteurs ont pour principale application la production de champs magnétiques élevés dans les bobines supraconductrices, une valeur élevée de H_c est souhaitable.

L'état supraconducteur s'accompagne d'une autre propriété magnétique particulière : la valeur de l'induction magnétique B d'un supraconducteur plongé dans un champ magnétique inférieur à H_c est identiquement nulle dans une catégorie de supraconducteurs que l'on appelle les supraconducteurs de type I. Il faut noter que ce comportement, qualifié d'effet Meissner, du nom du physicien qui le mit en évidence, ne peut se déduire de la résistivité nulle du matériau. Les supraconducteurs de type II présentent une induction magnétique identiquement nulle pour $H = H_{c1}$ et conservent des propriétés électriques supraconductrices entre H_{c1} et H_{c2}, valeur à laquelle se produit la transition vers l'état normal. Entre H_{c1} et H_{c2}, l'effet Meissner est incomplet, mais le grand intérêt de ces matériaux réside dans la valeur très élevée de H_{c2} qui permet d'utiliser les propriétés électriques supraconductrices du matériau pour produire des champs magnétiques élevés.

Un champ H_{c2} de 41 kG a été atteint dans un alliage (Nb, Al, Ge) à la température d'ébullition de l'hélium. Des solénoïdes constitués de fil supraconducteur de type II soumis à un traitement mécanique particulier ont permis d'obtenir des champs de l'ordre de 100 kG.

Les semi-conducteurs

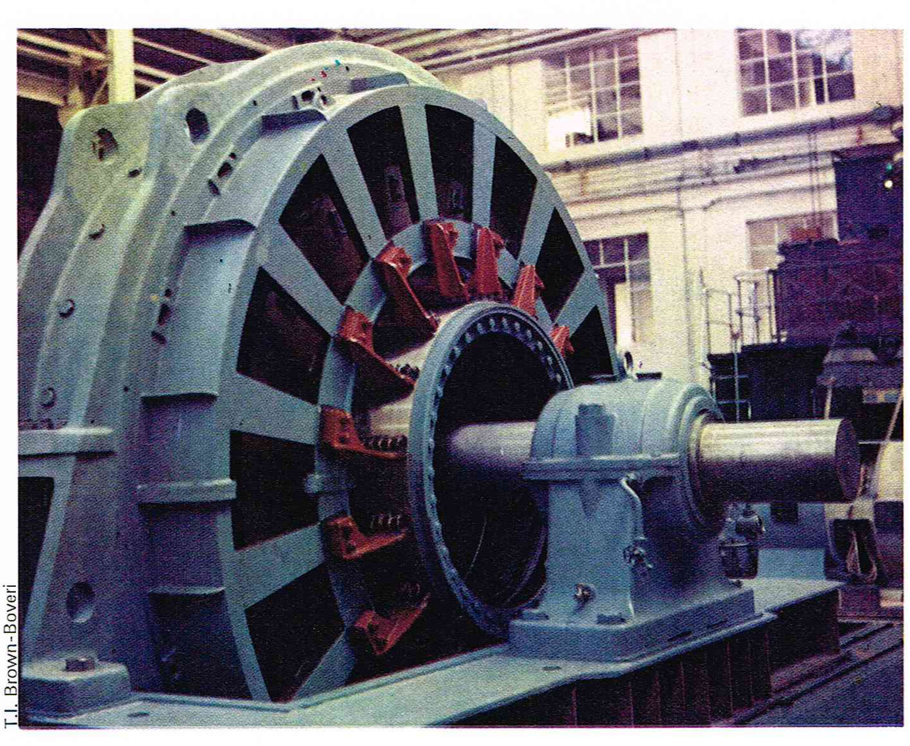
Nous avons vu que la résistivité d'un semi-conducteur augmente lorsque la température diminue. Un tel comportement se comprend aisément si l'on revient au modèle de bandes déjà envisagé dans le cas des métaux. La différence essentielle qui sépare les semi-conducteurs des isolants est la largeur de bande interdite E_g séparant la bande de valence de la bande de conduction. Au zéro absolu, la bande de valence est pleine, et la bande de conduction vide : le matériau est isolant. Si E_g est grande, l'agitation thermique des électrons de valence, à température non nulle, ne pourra les faire passer de la bande de valence à la bande de conduction : le matériau sera isolant à toute température. Par contre, si E_g est suffisamment petite pour que certains électrons puissent passer de la bande de valence à la bande de conduction par agitation thermique, le matériau aura une résistivité décroissant avec la température : ce sera un *semi-conducteur*.

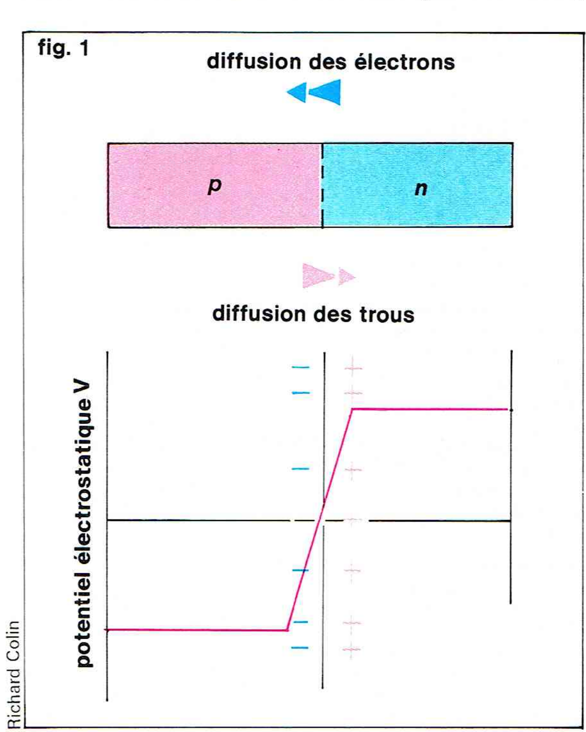
La conductivité ainsi décrite est la conductivité intrinsèque du matériau pur. Mais si l'on introduit dans le matériau (Si ou Ge quadrivalent) une très petite quantité d'un atome pentavalent (Sb, As), quatre de ses électrons de valence le lient aux quatre atomes de Si ou de Ge voisins, et le cinquième est disponible pour la conduction. C'est la conductivité extrinsèque, qui peut être 1 000 fois plus forte que la conductivité intrinsèque. L'atome pentavalent est alors dit donneur, et l'on a affaire à un semi-conducteur de type *n* où se trouvent des électrons libres.

Par ailleurs, si l'on introduit des impuretés trivalentes (Al, In) dans le matériau, elles vont prendre des électrons dans la bande de valence, y laissant ainsi des « trous » qui se comportent comme des charges positives. Le semi-conducteur est de type *p* et contient des trous positifs libres.

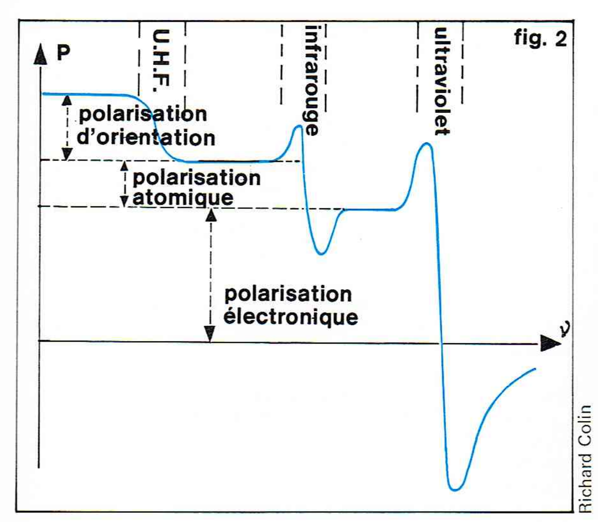
Du point de vue des applications, il est très important de considérer la situation créée par la mise en contact de deux éléments semi-conducteurs, l'un de type *p* et l'autre de type *n* (jonction *p-n*). Du côté *p*, les porteurs majoritaires sont des trous, et du côté *n* des électrons. La diffusion tendrait à égaliser les concentrations d'électrons et de trous de deux côtés de la jonction. Mais comme chacun des deux éléments est électriquement neutre,


▼ *A gauche, une dynamo de grande puissance ; à la surface du rotor de la dynamo, dans le sens longitudinal, sont contenus des conducteurs, qui, réunis entre eux, constituent les spires d'un circuit induit. Figure 1 : différence de potentiel électrostatique au niveau d'une jonction p-n sans tension appliquée.*


T.I. Brown-Boveri



Richard Colin



le départ d'un trou vers le côté *n* laisse une charge négative du côté *p*, et le départ d'un électron vers le côté *p* laisse une charge positive du côté *n*. On voit ainsi apparaître une double couche qui crée un champ électrique s'opposant au passage des porteurs (*fig.* 1). Il existe donc une différence de potentiel électrostatique entre les deux éléments de la jonction, différence de potentiel à laquelle un voltmètre n'est pas sensible, puisque, à strictement parler, il mesure une différence de potentiel électrochimique.

Supposons que les extrémités de la jonction soient reliées à un circuit et que nous éclairions la jonction. L'absorption d'un photon crée un électron et un trou. S'ils sont créés à la jonction, le champ électrique entraîne le trou vers la région *n*, d'où l'apparition d'un courant électrique dans le circuit extérieur. Les cellules solaires montées sur les satellites artificiels fonctionnent sur ce principe.

Par ailleurs, si l'on applique une tension inverse à la jonction, c'est-à-dire qu'on impose un potentiel négatif à la région *p* et un potentiel positif à la région *n*, on ne fait qu'augmenter la hauteur de la marche de potentiel entre les deux régions : aucun courant ne passe. Une tension appliquée dans le sens direct abaisse au contraire la barrière de potentiel et augmente le courant de recombinaison : on dit que la jonction est passante. Un tel comportement est comparable à celui d'une diode à vide. Il est à l'origine de l'intense développement qu'ont connu les dispositifs à semi-conducteurs en électronique.

Les cristaux semi-conducteurs les plus utilisés sont le germanium et le silicium. L'oxyde de cuivre et le sélénium ont eu leur heure de gloire, puisqu'ils ont constitué les premiers redresseurs à semi-conducteurs. On peut également citer Pb Te, PbS, SiC, InSb, GaAs et le graphite.

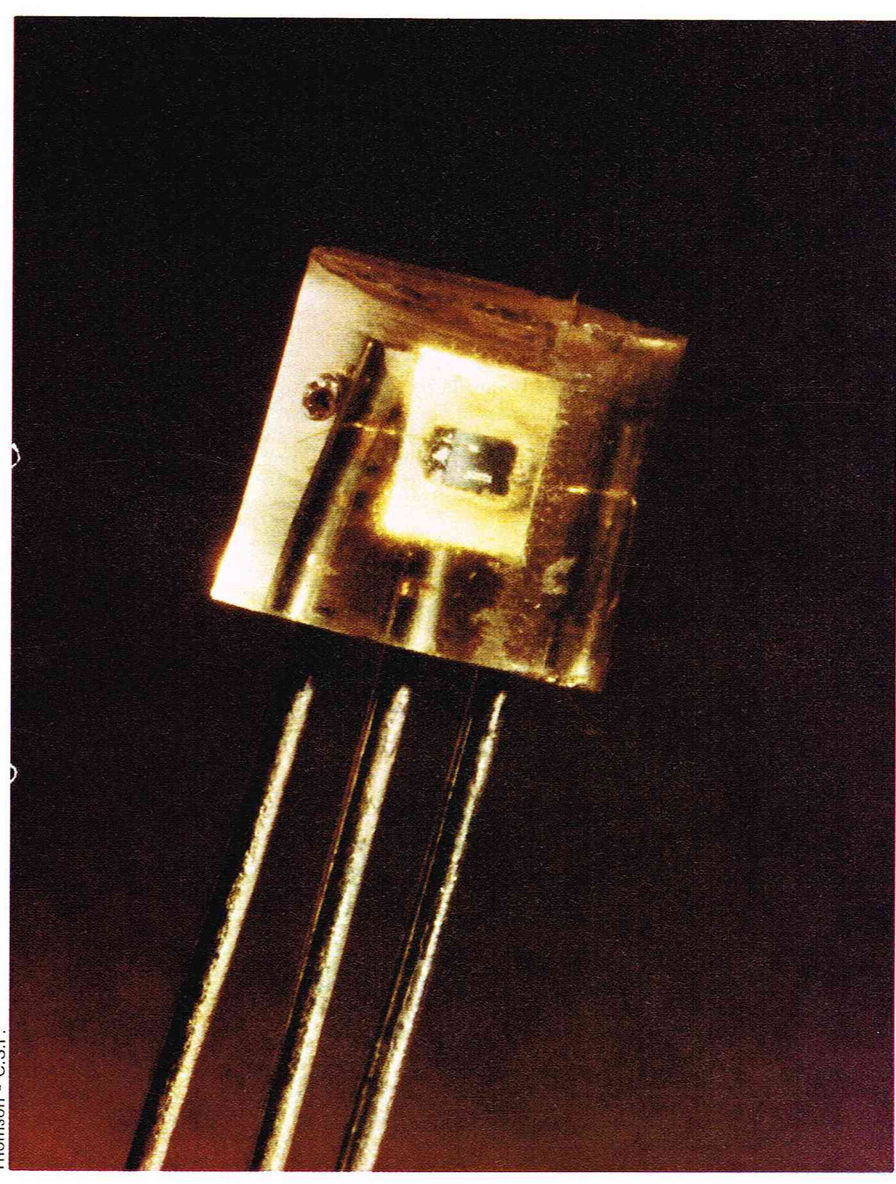
Les composés semi-conducteurs de formule chimique AB où A est un élément trivalent et B un élément pentavalent sont appelés composés (III, V). C'est le cas de l'antimoniure d'indium et de l'arséniure de gallium. Si A est divalent et B hexavalent, le composé est (II, VI). C'est dans cette catégorie que se rangent le sulfure de zinc et le sulfure de cadmium. Si et Ge sont souvent appelés semi-conducteurs du type diamant en raison de leur structure cristalline.

Les diélectriques

Les diélectriques sont des matériaux susceptibles d'emmagasiner de l'énergie électrostatique. Nous envisageons successivement les différentes grandeurs caractérisant les diélectriques et quelques aspects théoriques de leur étude.

Polarisation

Lorsqu'on soumet un isolant à un champ électrique E*n* chacune de ses molécules répond à ce champ. C'est la somme de ces réponses étendues à tout le matériau que l'on appelle la polarisation diélectrique. Un certain nombre de mécanismes interviennent dans la polarisation. On distinguera :


Thomson - C.S.F.

▲ *Figure 2 : comportement de la polarisation diélectrique* P *en fonction de la fréquence* ν*. A droite, la découverte des semi-conducteurs a été à la base de la fabrication puis de la grande commercialisation des transistors.*

* La **polarisation électronique.** Elle résulte de la déformation des cortèges électroniques dans un champ électrique et se produit dans la totalité des matériaux. Dans une large mesure, elle ne dépend ni de la fréquence de E ni de la température.

* La **polarisation atomique** correspond à la variation du moment dipolaire moléculaire qui résulte de l'allongement des liaisons chimiques dans certaines molécules soumises à un champ électrique. Ce phénomène n'intervient donc que pour des fréquences inférieures à celles des vibrations moléculaires (10^{12} à 10^{14} Hz).

* La **polarisation d'orientation** fait intervenir un phénomène qui est l'analogue électrique du paramagnétisme : des dipôles électriques présents dans le matériau s'alignent partiellement dans un champ électrique. La polarisation résulte alors d'un compromis entre, d'une part, l'énergie électrique $\mu_e \cdot$ E où μ_e est le moment dipolaire électrique élémentaire et E le champ électrique, et, d'autre part, l'énergie d'agitation thermique $k \cdot$ T. On sait que dans ces conditions la polarisation à basse fréquence dépend de la température.

* La **polarisation dite de charge d'espace** est un phénomène qui n'intervient que lorsque les porteurs de charge présents dans le diélectrique se déplacent sur des distances appréciables tout en restant piégés dans le matériau. Dans ces conditions, on constate une distorsion du champ moyen. On peut résumer le comportement de la polarisation diélectrique en fonction de la fréquence par la courbe de la *figure* 2.

En tant que grandeur physique, la polarisation est un vecteur dont la dimension est celle d'un moment dipo-

laire par unité de volume. Sa mesure s'exprime en C/m^2 dans le système international.

Susceptibilité électrique

Soit $\vec{P}$ la polarisation d'un matériau dans le champ électrique $\vec{E}$. Si ce champ n'est pas trop intense, la relation liant la réponse du matériau à l'excitation sera linéaire : $\vec{P} = \varepsilon_0 \chi_E \vec{E}$. Dans cette expression, le paramètre χ_E que l'on appelle la susceptibilité électrique du matériau, est multiplié par la permittivité du vide ε_0. Cela permet de donner une expression simple du vecteur déplacement électrique $\vec{D}$:

$$\vec{D} = \varepsilon_0 \vec{E} + \vec{P} = \varepsilon_0 (1 + \chi_E) \vec{E}$$

Rigidité diélectrique

Cette grandeur est d'une grande importance technique : c'est le champ électrique le plus élevé susceptible d'être appliqué au matériau sans provoquer son claquage. Les matériaux isolants habituels ont une rigidité diélectrique variant entre 10^4 et 10^7 V/cm à basse fréquence et à la température ambiante. Lorsque la température augmente, on constate une diminution de la rigidité diélectrique.

Pertes diélectriques

C'est l'énergie dissipée dans un diélectrique par conduction ionique, orientation de dipôle ou même mouvements d'électrons libres. L'énergie électrique cédée par le champ apparaît alors sous forme thermique. Il existe plusieurs grandeurs caractérisant les pertes diélectriques. On peut définir la conductivité γ telle que $\vec{J} = \gamma\vec{E}$, où $\vec{J}$ est la densité de courant consécutive à l'application du champ $\vec{E}$; le facteur de perte ε'' qui est la partie imaginaire de la permittivité ; le facteur de puissance $\cos\varphi$, rapport du courant en phase avec la tension appliquée et le courant total qui parcourt le circuit. Enfin la tangente de l'angle de perte $\operatorname{tg}\delta$ est le rapport entre le courant en phase et le courant en quadrature avec la tension. Si ε est la permittivité complexe $\varepsilon = \varepsilon' - i\varepsilon''$

$$|\varepsilon| = \sqrt{\varepsilon'^2 + \varepsilon''^2}$$

Dans ce cas,

$$\gamma = \omega\varepsilon''$$

$$\delta = \frac{\pi}{2} - \varphi$$

$$\cos\varphi = \frac{\varepsilon''}{|\varepsilon|} \quad \text{et } \operatorname{tg}\delta = \frac{\varepsilon''}{\varepsilon'}.$$

On notera que seule γ a un sens dans le cas du courant continu ; dans le cas du courant alternatif, elle représente la densité de courant en phase avec la tension appliquée dans un champ unité.

Si les pertes diélectriques sont faibles, $\varepsilon'' \ll \varepsilon'$ et $|\varepsilon| \simeq \varepsilon'$ d'où $\cos\varphi \simeq \operatorname{tg}\delta$.

La puissance dissipée dans le matériau s'écrit :

$$W = |\vec{J}| \cdot |\vec{E}| \cos\varphi.$$

Dans de nombreux cas, les pertes augmentent avec la fréquence, ce qui présente un intérêt technologique important (four à micro-ondes).

Constante diélectrique

C'est le rapport entre la capacité d'un condensateur dont l'espace interélectrode est entièrement occupé par le matériau et la capacité du même condensateur où le même espace est vide. On désigne cette grandeur par le symbole ε_1. Les valeurs de ε_1 pour les champs continus varient de 1 à plus de 10 000. Les gaz ont des constantes diélectriques faibles (la polarisation est uniquement électronique). Mais de nombreux liquides polaires et certains solides ioniques ont des constantes diélectriques très élevées.

Aspects théoriques de l'étude des diélectriques

Théorie classique de la polarisabilité électronique

Un électron lié harmoniquement à un atome et placé dans un champ électrique statique E subit un déplacement x tel que $-eE = \beta x$, où e est la charge de l'électron et β la constante de force de l'oscillateur. Si la fréquence de résonance est ω_0, on aura :

$$\beta = m\omega_0^2$$

d'où :

$$-eE = m\omega_0^2 x$$

Si p est le moment dipolaire produit par l'application du champ E, on a $p = \alpha_E E$, où α_E est la polarisabilité électronique statique. Ici $p = -ex$. On en déduit que

$$\alpha_E = \frac{p}{E} = -\frac{ex}{E} = \frac{e^2}{m\omega_0^2}$$

Un calcul plus complet montre que, dans le cas d'un champ électrique oscillant de fréquence ω, la polarisabilité électronique s'écrit :

$$\alpha(\omega) = \frac{e^2}{m(\omega_0^2 - \omega^2)}$$

La divergence de la polarisabilité en $\omega = \omega_0^2$, inacceptable physiquement, s'explique par la simplicité du modèle utilisé.

Polarisabilité orientationnelle

Si des dipôles électriques permanents sont présents dans le matériau, on peut envisager leur orientation dans un champ électrique contrecarrée par l'énergie d'agitation thermique.

L'énergie $\mathcal{E}$ d'un moment permanent $\vec{p}$ dans le champ $\vec{E}$ s'écrit : $\mathcal{E} = -\vec{p} \cdot \vec{E} = -pE\cos\theta$

où θ est l'angle $(\vec{p}, \vec{E})$. La polarisation totale du matériau s'écrit : $P = Np\overline{\cos\theta}$ où N est la concentration en dipôles, et $\overline{\cos\theta}$ la moyenne de $\cos\theta$ à l'équilibre thermique. Les dipôles à l'équilibre thermique suivent une distribution de Boltzmann : la probabilité de trouver un dipôle dans un élément d'angle solide $d\Omega$ est proportionnelle à $e^{-\frac{\mathcal{E}}{kT}}$.

Par conséquent :

$$\overline{\cos\theta} = \frac{\int e^{-\frac{\mathcal{E}}{kT}} \cos\theta \, d\Omega}{\int e^{-\frac{\mathcal{E}}{kT}} d\Omega}$$

d'où

$$\overline{\cos\theta} = \frac{\int_0^\pi \sin\theta\cos\theta\, e^{\frac{pE\cos\theta}{kT}} d\theta}{\int_0^\pi \sin\theta\, e^{\frac{pE\cos\theta}{kT}} d\theta}$$

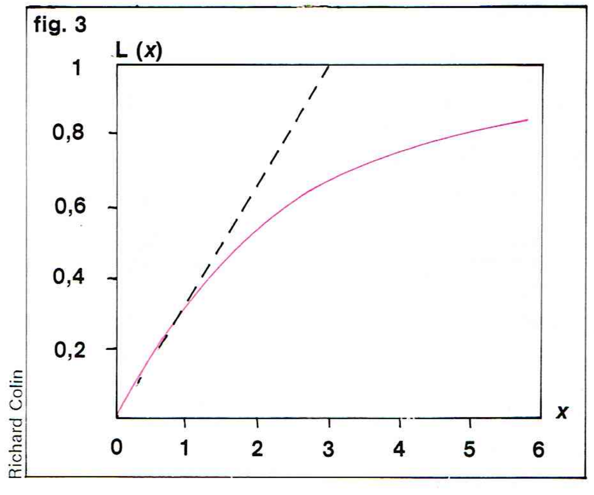
soit, en posant $s = \cos\theta$ et $x = \frac{pE}{kT}$

$$\overline{\cos\theta} = \frac{\int_{-1}^{+1} e^{sx} s\,ds}{\int_{-1}^{+1} e^{sx} ds}$$

$$= \frac{d}{dx} \operatorname{Log} \int_{-1}^{+1} e^{sx} ds$$

$$= \frac{d}{dx} \operatorname{Log} (e^x - e^{-x}) - \frac{d}{dx} \operatorname{Log} x$$

$$\overline{\cos\theta} = \coth x - \frac{1}{x} = L(x)$$



▶ *Figure 3 : la fonction de Langevin* L (*x*).

$L(x)$ est la fonction de Langevin représentée *figure* 3. On constate un phénomène de saturation pour $pE \gg kT$. En fait, pour un champ électrique de 3 000 V/m et à la température ambiante, x est beaucoup plus petit que l'unité, si l'on considère un moment dipolaire de l'ordre de 10^{-29} C · m, courant en pratique. Dans ces conditions la fonction de Langevin tend vers $\frac{x}{3}$, c'est-à-dire que $P = N\overline{p \cos \theta} = Np^2 \frac{E}{3kT}$ et la polarisabilité du dipôle s'écrit : $\alpha_d = \frac{p^2}{3kT}$.

Propriétés particulières de certains diélectriques

Ferro-électricité

De même qu'un matériau ferromagnétique possède une aimantation rémanente en l'absence de tout champ magnétique externe, un cristal ferro-électrique possède un moment dipolaire électrique en l'absence de champ électrique extérieur. Dans l'état ferro-électrique, le barycentre des charges positives dans le matériau ne coïncide pas avec le barycentre des charges négatives. La courbe donnant la polarisation d'un matériau ferro-électrique en fonction du champ électrique appliqué est représentée *figure* 4. C'est une boucle d'hystérésis analogue à celle d'un ferromagnétique. Un matériau diélectrique normal ne présente pas d'hystérésis notable quand le champ électrique varie.

En général, la ferro-électricité disparaît au-dessus d'une température dite température de transition ferro-électrique. Au-dessus de cette température, le cristal est paraélectrique, c'est-à-dire que sa permittivité diélectrique décroît rapidement quand la température augmente. Le *tableau* II donne la liste d'un certain nombre de cristaux ferro-électriques. On y trouve également la température de transition de l'état ferro-électrique à l'état paraélectrique, ainsi que les valeurs de la polarisation spontanée P_s.

On classe les cristaux ferro-électriques en deux catégories principales. Dans la première, la transition ferro-électrique est associée à une transition ordre-désordre. Dans la seconde, la transition ferro-électrique correspond au déplacement de deux sous-structures cristallines l'une par rapport à l'autre. Dans les cristaux ferro-électriques à liaison hydrogène, qui sont du type ordre-désordre, le mouvement des protons est relié aux propriétés ferro-électriques. C'est le cas de KH_2PO_4 et des sels isomorphes. L'autre catégorie de ferro-électriques comprend des structures ioniques proches de la perovskite et de l'ilménite. Le plus simple d'entre eux a la structure du chlorure de sodium : c'est le tellurure de germanium.

Piézo-électricité

Un matériau est dit piézo-électrique si une contrainte σ appliquée au cristal change la polarisation électrique. Symétriquement, ces matériaux se déforment lorsqu'on leur applique un champ électrique. Les équations fondamentales de la piézo-électricité s'écrivent donc :

$$(1) \quad \begin{cases} P = \sigma d + E \varepsilon_0 \chi \\ e = \sigma s + E d \end{cases}$$

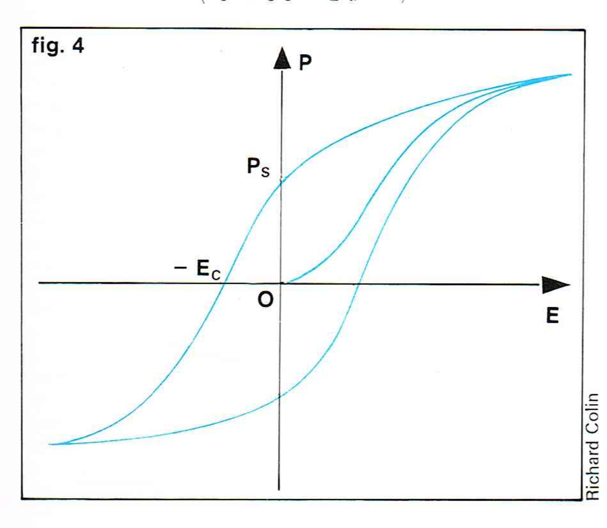
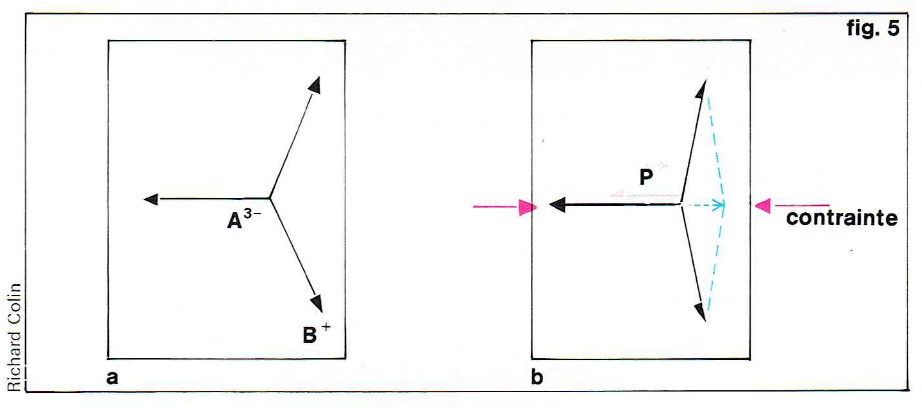


Tableau II
Températures de transition et polarisation spontanée de deux groupes de cristaux ferro-électriques

Cristaux		Température de transition (en °K)	Polarisation spontanée (en u.e.s.)	Température de référence (en °K)
Groupe de KH_2PO_4	KH_2PO_4	123	16 000	96
	KD_2PO_4	213	13 500	—
	RbH_2PO_4	147	16 800	90
	RbH_2AsO_4	111	—	—
	KH_2AsO_4	96	15 000	80
	KD_2AsO_4	162	—	—
	CsH_2AsO_4	143	—	—
	CsD_2AsO_4	212	—	—
Groupe des pérovskites	$BaTiO_3$	393	78 000	296
	WO_3	223	—	—
	$KNbO_3$	712	90 000	523
	$PbTiO_3$	763	> 150 000	300
	$LiTaO_3$	—	70 000	720
	$LiNbO_3$	1 470	900 000	—



où P est la polarisation, σ la contrainte, d la constante piézo-électrique, E le champ électrique, χ la susceptibilité diélectrique, s le coefficient d'élasticité, et e la déformation élastique.

Un cristal ferro-électrique est toujours piézo-électrique, mais l'inverse n'est pas vrai, comme on peut le voir *figure* 5. Le quartz est piézo-électrique mais non ferro-électrique, alors que le titanate de baryum possède les deux propriétés.

On notera que les relations (1) impliquent l'apparition d'une polarisation sous l'effet d'une contrainte appliquée et celle d'une déformation sous l'effet d'un champ électrique. Le premier effet est utilisé pour détecter des ondes ultrasonores ou pour la construction de jauges de contrainte.

Le deuxième effet permet d'engendrer des ondes ultrasonores. Historiquement, la première détection des ondes ultrasonores produites par un quartz et propagées dans l'eau fut effectuée par Paul Langevin. Il faut noter que la réception des ultrasons n'utilisait pas l'effet piézo-électrique, mais la pression de radiation des ultrasons agissant sur une lame de mica.

L'ordre de grandeur des constantes piézo-électriques est donné par les deux valeurs typiques suivantes :

$$d \text{ quartz} = 3 \cdot 10^{-12} \text{ m/V}$$
$$d \text{ Ba Ti O}_3 = 3 \cdot 10^{-10} \text{ m/V}.$$

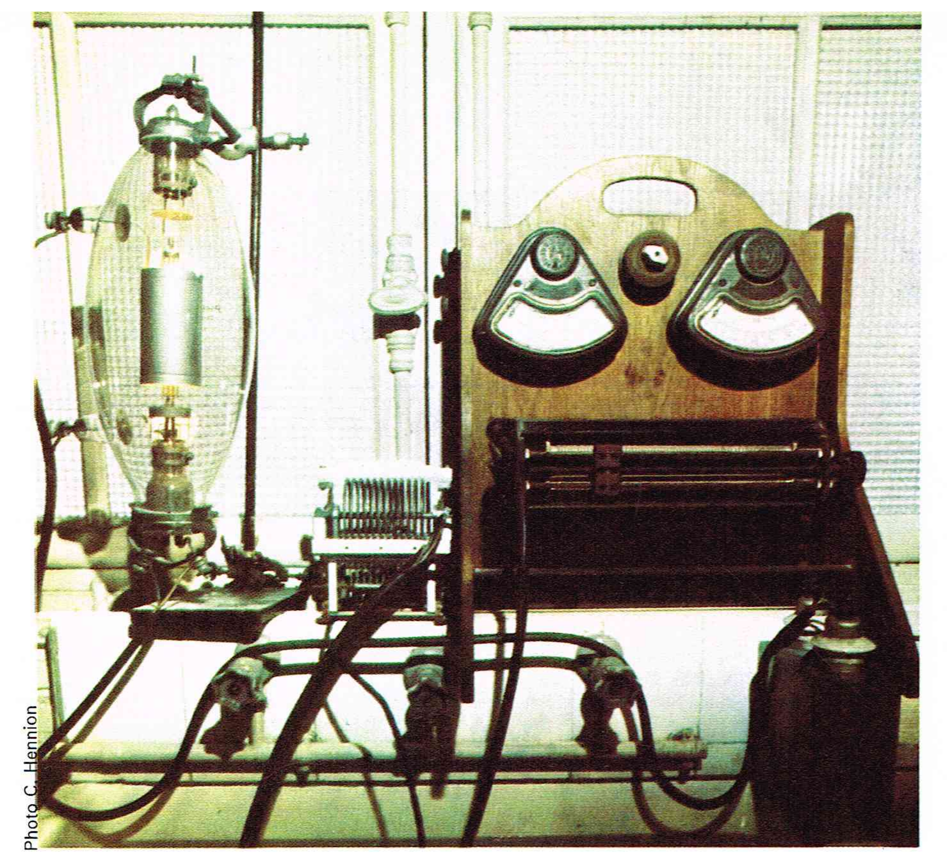
Les électrets

L'électret est l'équivalent électrostatique d'un aimant. C'est un élément qui stocke de façon permanente ou quasi permanente un ensemble de charges électriques, l'électret le plus général pouvant être décrit par une densité de charge superficielle σ, une densité volumique de charge ρ et une polarisation en volume P.

C'est en 1924 que le physicien japonais Eguchi obtint les premiers électrets, fabriqués à partir d'un mélange de cire de Carnauba et de résine chauffé au-delà du point de fusion dans un champ électrique d'une dizaine de milliers de volts/cm. Le manque de reproductibilité des

▲ *Tableau II : température de transition et polarisation spontanée de deux groupes de cristaux ferro-électriques.*
Figure 5 : a, *cristal comportant des groupements* $A^{3-}B_3^{+}$ *dont la somme des moments dipolaires est nulle (le cristal n'est pas ferro-électrique) ;* b, *lorsqu'une contrainte est appliquée, les groupements se déforment, et une polarisation apparaît (le cristal devient piézo-électrique). Un cristal ferro-électrique est toujours piézo-électrique, mais l'inverse n'est pas vrai.*

◀ *Figure 4 : la courbe de polarisation P d'un matériau ferro-électrique en fonction du champ électrique appliqué E est une boucle d'hystérésis ;* E_c *représente le champ coercitif et* P_s *la polarisation spontanée.*


Photo C. Hennion

▲ *Le laboratoire où Paul Langevin (1872-1946) observa pour la première fois la propagation dans l'eau des ultrasons produits par un cristal de quartz (l'émission des ultrasons est une application de l'effet piézo-électrique).*

mesures et la faible durée de vie de ces éléments devaient leur donner un caractère de curiosité scientifique qui persista jusqu'à ces dernières années; l'apparition de matériaux susceptibles de stocker des densités de charges très élevées, jointe à la mise au point de nouvelles méthodes d'élaboration, a permis de faire passer les électrets du laboratoire à l'industrie.

Les électrets sont utilisés soit pour mettre à profit le champ externe qu'ils produisent (microphones, filtres électrostatiques, dispositifs électromécaniques), soit en raison de leurs propriétés intrinsèques de piézo- et pyro-électricité. Ces dernières propriétés ont été mises en évidence successivement dans des électrets constitués de matériaux de caractère hautement polaire tels que le fluorure de polyvinylidène et, de façon plus surprenante, dans des électrets constitués de matériaux non polaires tels que le polypropylène. L'interprétation microscopique de ces propriétés est actuellement peu avancée, et plusieurs hypothèses, d'ailleurs controversées, restent en présence.

La première méthode employée pour fabriquer un électret rappelle celle de l'obtention d'un aimant permanent : un champ extérieur oriente les dipôles présents dans le matériau. Malheureusement, on n'explique pas ainsi les renversements de polarité qui s'observent au bout d'un certain temps sur les électrets obtenus de cette façon. En réalité, un autre processus se superpose à l'orientation des dipôles. Les électrodes du condensateur utilisé pour produire le champ électrique de polarisation sont susceptibles d'injecter des charges électriques dans le matériau. Ces charges ont la même polarité que celles de l'électrode dont elles sont issues : elles sont nommées homocharges, par opposition aux hétérocharges qui sont dues à la réorientation des dipôles et ont évidemment une charge opposée à celle de l'électrode qui leur fait face. On observe donc la superposition de deux phénomènes, dont l'un peut être dominant à l'instant initial, donnant ainsi à l'électret sa polarité initiale. Si la durée de vie des charges dominantes à l'instant initial est plus faible que celle des autres charges, celles-ci peuvent dominer au bout d'un certain temps, donnant ainsi lieu à un renversement de polarité. On qualifie souvent d'homo-électret un électret dont la charge résulte essentiellement des homocharges, et d'hétéro-électret un électret dont la charge est due principalement aux hétérocharges.

L'hétérocharge peut résulter de processus différents : réorientation des dipôles, que nous avons envisagée, création de dipôles, dissociation ou déplacement d'impuretés ioniques. Toutefois, ces processus exigent tous la présence d'un champ électrique statique de polarisation. Par ailleurs, pour faciliter la réorientation des dipôles ou la migration des charges, on peut chauffer le matériau, ou opérer en présence d'un solvant, ou encore soumettre le matériau à un champ électrique pendant la polymérisation. D'une façon générale, en l'absence de précautions spéciales, les électrets ainsi obtenus ne sont pas purement hétérochargés : des charges externes provenant des électrodes sont injectées dans le matériau.

Pour éliminer, autant que faire se peut, l'apparition d'hétérocharges, on est amené à injecter des charges dans le matériau de façon contrôlée. Deux types de techniques sont utilisés, qui ont pour but de produire des charges électriques et de les accélérer suffisamment pour qu'elles puissent pénétrer dans l'échantillon.

★ *Injection de charges par effet Corona*. Lorsqu'on applique une tension aux bornes d'un condensateur placé dans une enceinte contenant un gaz, on crée des ions qui sont accélérés par le champ électrique régnant entre les armatures. L'échantillon à polariser est placé entre les électrodes du condensateur, et une tension est appliquée de façon que le champ dans les couches de gaz entourant l'électret dépasse la tension seuil de claquage dans le gaz, mais en s'assurant que la tension de claquage du matériau lui-même n'est pas atteinte.

★ *Bombardement électronique*. Dans le cas de l'injection de charges par bombardement électronique, la charge injectée est purement électronique. Elle est produite par un canon à électrons avec lequel on bombarde l'échantillon à traiter.

Un matériau destiné à être transformé en électret doit évidemment avoir une résistivité élevée, faute de quoi des charges dues à la conduction propre du matériau viendraient écranter les charges injectées. Les matériaux utilisables comprennent des corps inorganiques (céramiques, verres, quartz, soufre, titanates), et surtout des polymères (polyéthylène, polypropylène, polychlorure de vinyle) qui sont pratiquement les seuls à être employés industriellement.

PROPRIÉTÉS MAGNÉTIQUES DES MATÉRIAUX

Les propriétés magnétiques des solides comptent parmi les aspects les plus fascinants de la physique de la matière condensée. On connaît en effet, à côté des structures magnétiques désordonnées (dia- et paramagnétiques), un certain nombre de structures ordonnées qui donnent lieu aux différents types de magnétisme des solides : ferromagnétisme, ferrimagnétisme, antiferromagnétisme et hélimagnétisme.

Seuls le ferromagnétisme et le ferrimagnétisme ont des applications industrielles. Du point de vue technologique, on distingue les produits magnétiques durs, qui constituent les aimants, et les matériaux magnétiques doux, qui composent les noyaux de la majorité des composants bobinés. Nous envisagerons donc successivement la théorie du ferromagnétisme, quelques aspects du ferrimagnétisme, les matériaux magnétiques durs et les matériaux magnétiques doux.

Théorie du ferromagnétisme

Il a fallu attendre 1907 et les travaux de Weiss pour qu'une première explication des propriétés particulières des ferromagnétiques soit fournie. Weiss avait admis que, dans ces matériaux, les interactions particulières existant entre les moments élémentaires tendent à les maintenir parallèles les uns aux autres, donnant ainsi naissance à une aimantation spontanée du matériau. A l'époque, Weiss ne pouvait comprendre la nature de ces interactions dont l'origine est purement quantique, mais il les représenta par un champ magnétique : le champ moléculaire. A cette hypothèse il dut ajouter celle de la division du matériau en un ensemble de régions aimantées à saturation (domaines de Weiss) dont les directions d'aimantation sont différentes. La résultante des aimantations peut alors être nulle et le matériau globalement non aimanté.

Mécanisme du champ moléculaire

Les corps ferromagnétiques et paramagnétiques possèdent une propriété commune qui les distingue des corps diamagnétiques : leurs atomes présentent un moment magnétique permanent en l'absence de tout champ magnétique extérieur. Ce moment magnétique a deux origines différentes. Tout d'abord, dans une image classi-

que de l'atome, les électrons tournent autour du noyau sur les orbites fermées. Ils sont donc assimilables à une boucle de courant que l'on peut décrire par un moment magnétique : c'est le moment magnétique orbital. D'autre part, la mécanique quantique attribue à chaque électron un moment cinétique propre, le spin, auquel est associé un moment magnétique. Dans les deux cas, le moment magnétique est un multiple du magnéton de Bohr ($\mu_B = 9,27 \times 10^{-24}$ J/T), contrairement au moment résultant qui n'est pas une simple somme des moments orbitaux et de spin des électrons.

Dans une couche électronique donnée, il ne peut y avoir qu'un nombre déterminé d'électrons. Les couches internes des atomes sont complètement remplies, et les moments orbitaux et de spin sont alors répartis entre les différentes orientations possibles : la résultante en est nulle.

La couche externe, au contraire, est souvent incomplète, mais dans un cristal, les électrons célibataires, qui sont les électrons de valence, participent à des liaisons chimiques et donnent donc une contribution nulle au magnétisme atomique. Dans certains groupes d'éléments, cependant, la couche la plus externe commence à se remplir avant une couche interne. Un tel atome peut donc être impliqué dans une liaison chimique par l'intermédiaire des électrons célibataires de sa couche externe, alors que certains électrons d'une couche interne restent non appariés. L'atome présente alors un moment magnétique résultant. C'est ce qui se produit par exemple dans le groupe du fer où les électrons commencent à remplir la couche 4s avant que la couche 3d soit pleine.

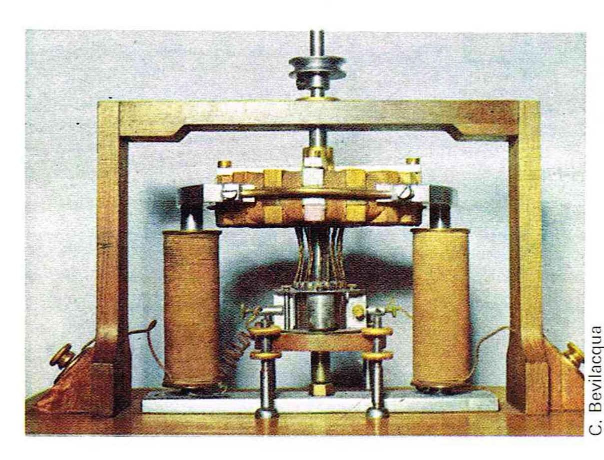
Si l'on place un ensemble de moments magnétiques élémentaires sans interactions dans un champ magnétique, chacun de ces moments va avoir tendance à s'orienter parallèlement au champ. Mais, comme d'une façon générale l'énergie thermique kT est beaucoup plus grande que l'énergie magnétique μH d'un moment magnétique μ dans le champ H, un moment magnétique élémentaire est faiblement orienté, et l'aimantation reste faible. Ce comportement est caractéristique des corps paramagnétiques dont la susceptibilité magnétique est faible et positive.

Le comportement des corps ferromagnétiques ne peut s'expliquer que si l'on admet qu'il existe une forte interaction entre les moments magnétiques élémentaires tendant à les orienter parallèlement les uns aux autres. Dans la théorie de Weiss, on représente cette interaction par le champ moléculaire H_m qui est proportionnel à l'aimantation. L'existence du champ moléculaire entraîne celle d'une aimantation spontanée. Au zéro absolu, l'aimantation spontanée résulte de l'alignement de tous les moments élémentaires. A une température critique dite température de Curie du matériau, l'énergie thermique devient supérieure à l'énergie magnétique, et l'ordre magnétique disparaît ainsi que l'aimantation spontanée. L'origine de l'interaction entre les moments élémentaires est d'ordre quantique. On a vu que les atomes qui présentent un moment magnétique comportent obligatoirement des électrons célibataires. Lorsqu'on écrit l'énergie d'un système de deux atomes comportant chacun un électron célibataire, en prenant en compte le principe d'exclusion de Pauli qui exige que la fonction d'onde totale d'un système électronique soit antisymétrique, on voit apparaître un terme supplémentaire que l'on appelle l'énergie d'échange. Ce terme dépend du spin des deux électrons. Il y a donc ferromagnétisme lorsque l'énergie d'échange a une forme telle que la configuration où les deux spins sont parallèles donne l'énergie totale la plus basse.

Le calcul rigoureux de l'intégrale d'échange étant le plus souvent inextricable, l'approximation du champ moléculaire reste une excellente méthode d'étude des substances magnétiques. Elle permet en particulier d'étudier le cas où les moments élémentaires sont différents. C'est le ferrimagnétisme, dont Néel a fait la théorie complète.

Domaine de Weiss

La division d'un matériau en domaines provient d'un des principes généraux de la physique : l'état d'équilibre d'un système correspond au minimum de son énergie libre. Dans le cas d'un matériau magnétique, celle-ci comprend d'une part l'énergie de champ et l'énergie de champ démagnétisant, d'autre part l'énergie correspondant à la division du matériau en domaines. On la décrit par :



C. Bevilacqua

◀ La machine magnéto-électrique de Pacinotti construite en 1863 (musée des Sciences et des Techniques, Milan, Italie).

L'énergie magnétocristalline

Dans le cas des matériaux polycristallins, chaque petit cristal est anisotrope. En particulier, l'aimantation spontanée M_s tend à s'orienter suivant certaines directions privilégiées : les axes de facile aimantation. L'énergie nécessaire pour faire prendre à l'aimantation une direction différente s'appelle l'énergie magnétocristalline F_{MC}. Dans le cas d'un matériau appartenant à un système uniaxe (hexagonal ou quadratique), on peut l'écrire :

$$F_{MC} = K_1 \sin^2 \theta + K_2 \sin^4 \theta,$$

où K_1 et K_2 sont des constantes dépendant du matériau et θ est l'angle entre $\overrightarrow{M_s}$ et l'axe de symétrie. L'écriture de ce terme de l'énergie libre dépend donc essentiellement de la symétrie cristalline.

L'énergie magnéto-élastique

Lorsqu'un matériau ferromagnétique est soumis à une contrainte mécanique, sa courbe d'aimantation est modifiée. Il faut se souvenir, en effet, que la création de l'aimantation spontanée s'accompagne d'une déformation du réseau cristallin qui dépend de la direction de $\overrightarrow{M_s}$. Tout changement de direction de l'aimantation spontanée met donc en jeu une énergie élastique F_σ. L'importance de la déformation peut être chiffrée, connaissant le coefficient de magnétostriction longitudinal λ, qui est la variation relative de longueur produite dans la direction du champ quand le matériau est aimanté à saturation à partir d'un état désaimanté. λ peut être positif ou négatif. Dans les matériaux à perméabilité élevée, λ est voisin de 10^{-6} tandis que les valeurs les plus élevées de ce coefficient sont de l'ordre de 10^{-4}.

En première approximation, l'énergie magnéto-élastique par unité de volume est donnée par l'expression :

$$F_\sigma = \frac{3}{2} \lambda \sigma \sin^2 \varphi$$

où $\vec{\sigma}$ est la traction exercée sur le matériau dont on suppose la magnétostriction isotrope, et φ l'angle entre $\overrightarrow{M_s}$ et cette traction.

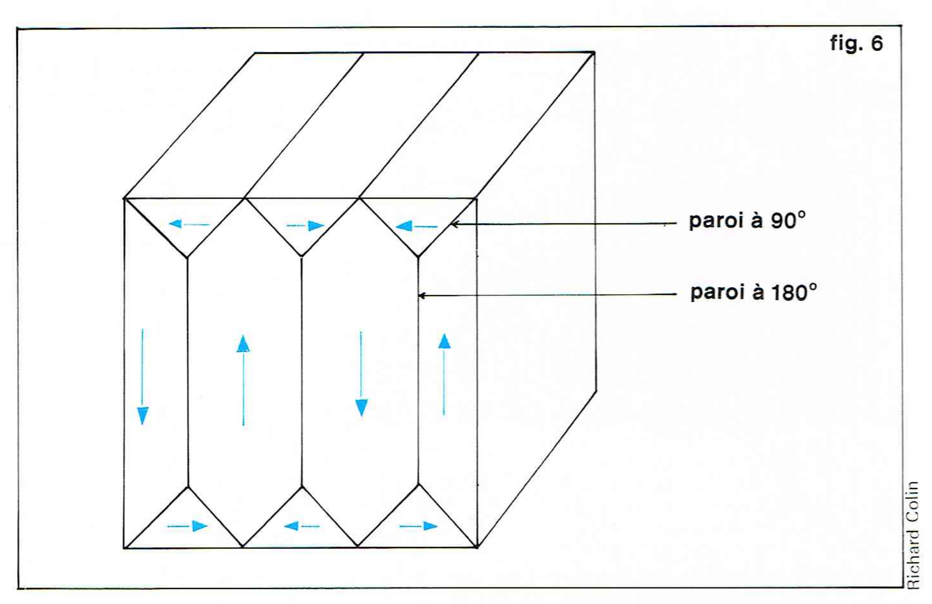
L'énergie d'anisotropie induite

Lorsque les défauts du réseau cristallin sont susceptibles de se déplacer, ils ont en général tendance à prendre une configuration liée à la direction de l'aimantation spontanée (ordre directionnel). Réciproquement, lorsque les défauts ont une configuration donnée, $\overrightarrow{M_s}$ tend à prendre une direction déterminée par rapport à ses défauts. Comme la mobilité des défauts dépend considérablement de la température, on produit facilement un état d'ordre directionnel en appliquant au matériau un champ magnétique à une température suffisante pour que les défauts soient relativement mobiles.

Lorsqu'on refroidit le matériau, on conserve l'ordre directionnel qui subsiste après suppression du champ. On a ainsi créé une anisotropie uniaxiale dans la direction du champ initial.

L'énergie de parois

Le passage d'une direction d'aimantation à une direction différente se fait progressivement sur une distance qui constitue l'épaisseur de la paroi entre deux domaines.



▲ *Figure 6 : la structure en domaines d'un matériau ; des parois à 180° séparent les domaines aimantés antiparallèlement, et des parois à 90° permettent l'existence de petits domaines où l'aimantation est perpendiculaire aux parois à 180°.*

Une transition brutale correspondrait en effet à une énergie d'interaction très importante entre deux aimants élémentaires antiparallèles.

L'épaisseur de la paroi dépend du compromis qui s'établit entre l'énergie d'échange et les différentes énergies d'anisotropie. Ce compromis se traduit par une énergie propre de la paroi, proportionnelle à sa surface. Lorsque l'aimantation change de direction en restant dans le plan de la paroi, on appelle cette dernière paroi de Bloch ; on en rencontre dans les matériaux massifs. Par ailleurs, on distingue les parois à 180° séparant des domaines où les aimantations sont opposées, des parois à 90° où les aimantations font des angles voisins de 90° (dans le nickel, ces angles sont de 71 ou 109°). On donne un exemple très simple de structure des domaines en *figure* 6. Des parois à 180° séparent les domaines aimantés antiparallèlement et des parois à 90° permettent l'existence de petits domaines où l'aimantation est perpendiculaire aux parois à 180°, diminuant ainsi considérablement l'énergie du matériau.

Aimantation d'un matériau ferromagnétique

Le moment magnétique total d'un échantillon ferromagnétique placé dans un champ magnétique H apparaît par suite de deux phénomènes.

Déplacements de parois

Lorsqu'une paroi se déplace en balayant le volume dV et que les aimantations spontanées dans les deux domaines qu'elle sépare font les angles θ_1 et θ_2 avec $\vec{H}$, la variation du moment magnétique dans la direction du champ s'écrit :

$$d\mathcal{M} = M_s (\cos \theta_1 - \cos \theta_2)\, dV.$$

En principe, on peut déplacer une paroi sans apport d'énergie, mais, en réalité, l'énergie du matériau dépend de la position de la paroi par l'intermédiaire des inhomogénéités du milieu. Cependant, les déplacements de parois sont relativement faciles et donnent donc une perméabilité élevée au matériau.

Rotation de l'aimantation

Si, dans un domaine de volume V, l'aimantation spontanée tourne d'un angle $d\theta$, la variation du moment magnétique s'écrit :

$$d\mathcal{M} = M_s V\, d(\cos \theta).$$

Il faut un champ magnétique intense pour produire une rotation, car la variation MH cos θ de l'énergie du champ doit équilibrer les variations des énergies d'anisotropie et du champ démagnétisant qui dépend de la forme de l'échantillon. Ce phénomène n'a donc lieu qu'à la saturation ou dans les particules monodomaines.

Courbes d'aimantation

Caractéristiques principales des ferromagnétiques

- La perméabilité relative μ_r, très élevée, varie en fonction du champ. La courbe B = « f » (H) n'est donc pas une droite. C'est en fait une courbe de saturation ; B atteint une limite pour les champs élevés.
- Les guillemets dans B = « f » (H) rappellent que B n'est pas une fonction de H au sens mathématique pour deux raisons. Tout d'abord, B ne prend pas la même valeur pour H donné selon que le champ augmente ou diminue. D'autre part, B dépend de l'histoire du matériau et des champs qui ont agi antérieurement.
- Le matériau devient paramagnétique au-dessous d'une température caractéristique, dite température de Curie.

Cycle d'hystérésis

En faisant varier H entre $-H_m$ et $+H_m$, on décrit un cycle d'hystérésis auquel correspond une induction rémanente B (valeur de B à champ nul) et un champ coercitif H_c (valeur du champ qui annule B) [*fig.* 7].

L'hystérésis correspond à la partie irréversible de l'aimantation. Dans les matériaux doux, l'aimantation est essentiellement due aux déplacements de parois. Certains de ces déplacements sont irréversibles ; ce sont eux qui empêchent le retour du système à l'état initial lorsque le champ reprend sa valeur originelle.

Perméabilité

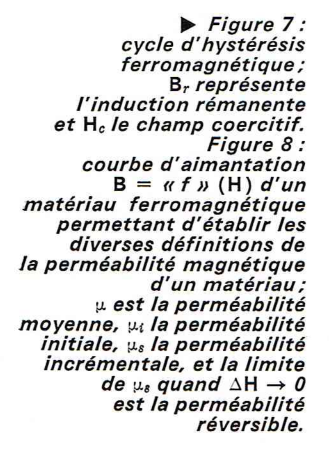
C'est le rapport B/H que l'on exprime en général indépendamment du système d'unité par la perméabilité relative

$$\mu_r = \frac{B}{\mu_0 H} \text{ (dans le SI, } \mu_0 = 4\,\pi\, 10^{-7}).$$

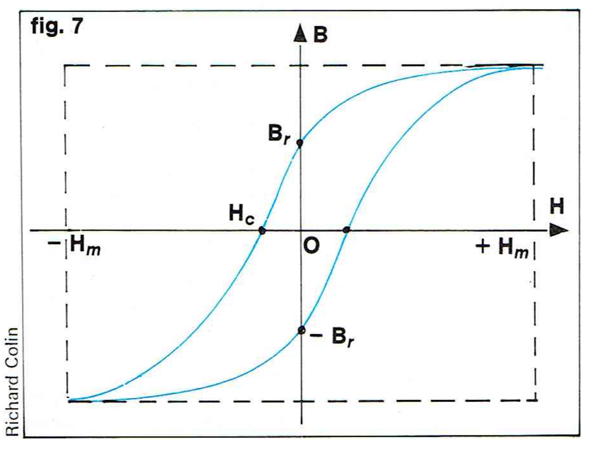
Il est évident que cette grandeur dépend de H, puisque la courbe d'aimantation B = « f » (H) [*fig.* 8] n'est pas une droite.

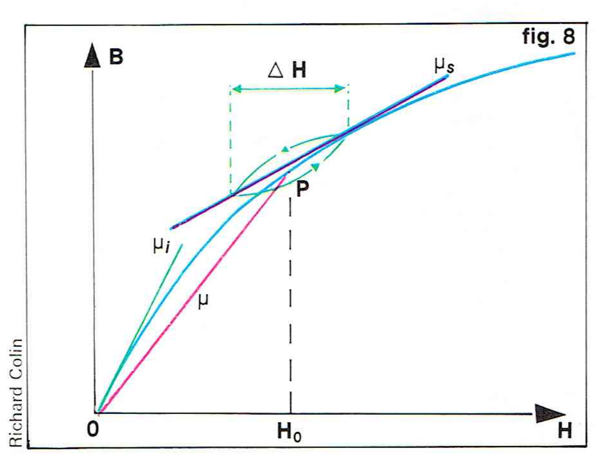
Suivant le mode d'utilisation du matériau, on est amené à définir différemment la perméabilité :

- La perméabilité moyenne μ pour une valeur quelconque de H est la pente de la droite OP.
- La perméabilité initiale μ_i est la pente de la tangente à la courbe d'aimantation pour H = 0. Elle intervient en champ faible. Son rôle est fondamental en électronique.



▶ *Figure 7 : cycle d'hystérésis ferromagnétique ; B_r représente l'induction rémanente et H_c le champ coercitif.*
Figure 8 : courbe d'aimantation B = « f » (H) d'un matériau ferromagnétique permettant d'établir les diverses définitions de la perméabilité magnétique d'un matériau ; μ est la perméabilité moyenne, μ_i la perméabilité initiale, μ_s la perméabilité incrémentale, et la limite de μ_s quand $\Delta H \to 0$ est la perméabilité réversible.





• La perméabilité incrémentale μ_Δ est la pente moyenne du cycle décrit autour d'une valeur H_0 du champ lors de petites variations ΔH.

• La perméabilité réversible est la limite de la perméabilité incrémentale quand ΔH tend vers zéro.

Il semble évident, après ce que nous avons déjà vu, que ce sont les déplacements de parois qui fournissent les perméabilités les plus élevées. On sera donc amené à tenter d'obtenir des matériaux très homogènes dans lesquels les défauts susceptibles de s'opposer aux mouvements de parois seront aussi peu nombreux que possible.

Champ coercitif

Des matériaux à champ coercitif très élevé sont indispensables pour la fabrication des aimants. On peut donner rapidement une idée des conditions dans lesquelles un matériau aura un champ coercitif élevé. Tout d'abord, on peut supprimer les parois dont les déplacements sont faciles. Une solution simple consiste à employer des grains monodomaines. On peut également gêner les mouvements des parois en augmentant l'hétérogénéité du matériau par modification de sa composition ou à l'aide de divers traitements thermiques.

Enfin, dans le cas où l'on a pu supprimer les parois ou gêner leurs mouvements, il faut encore rendre les rotations le plus difficiles possible en réalisant une anisotropie élevée. Les anisotropies magnétocristallines les plus fortes se produisent dans les cristaux uniaxes des systèmes hexagonaux et quadratiques. Par ailleurs, on obtient une forte anisotropie magnéto-élastique en utilisant des matériaux présentant une forte magnétostriction.

Quelques aspects du ferrimagnétisme

Les matériaux ferrimagnétiques sont groupés sous le nom de ferrites. Ce sont des composés d'oxydes qui ont la structure cristalline du spinelle $Mg\,Al_2\,O_4$. Les ions oxygène forment un empilement cubique compact, tandis que les ions magnétiques (Mn, Fe, Ni, Co ...) ont à leur disposition des sites tétraédriques d'une part (sites A) et des sites octaédriques d'autre part (sites B). Les ions se distribuent entre les deux types de sites en fonction de leur rayon ionique, de leur configuration électronique et de l'énergie électrostatique du réseau.

D'après les études théoriques menées par Néel, si les interactions AB sont beaucoup plus intenses que les interactions AA ou BB, il se forme deux sous-réseaux magnétiques distincts comportant, l'un les ions situés en A, et l'autre les ions situés en B. Les intégrales d'échange ont un signe tel que les ions disposés en A ont des moments antiparallèles à ceux des ions disposés en B.

Il faut noter que le réseau d'un tel matériau comporte une grande quantité d'oxygène, inactif au point de vue magnétique, et que le moment résultant est la différence de deux moments. Dans ces conditions, on comprend que les ferrites ne permettent pas d'atteindre des valeurs d'induction magnétique très élevées par rapport aux alliages magnétiques habituels.

Le grand intérêt technologique des ferrites réside dans leur résistivité élevée qui permet de les employer à l'état massif sans craindre les pertes par courant de Foucault.

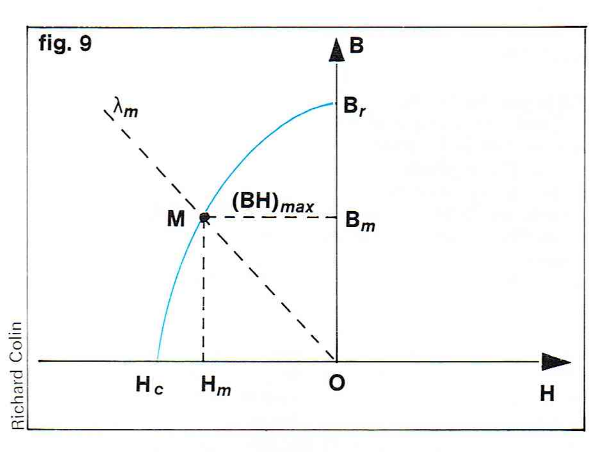
Matériaux magnétiques durs

Généralités

Les matériaux magnétiques durs ont considérablement évolué depuis cinquante ans. Au début du siècle, les seuls matériaux à aimant convenable étaient les aciers martensitiques au chrome-cobalt. Depuis lors, on a développé une grande variété de matériaux aux performances très supérieures. Ces produits se distinguent aussi bien par leur composition (alliages métalliques, céramiques d'oxydes) que par leur présentation (certains aimants actuels sont souples) ou leur forme. On peut dire que l'utilisateur des matériaux modernes s'intéresse non seulement à leurs propriétés magnétiques, mais également à leurs propriétés mécaniques, physiques et autres, qui interviennent directement dans les applications.

Les propriétés magnétiques caractérisant un matériau dur sont les suivantes :

• Le produit d'énergie spécifique $(BH)_{max}$ qui définit l'énergie magnétostatique du matériau par unité de volume.



◀ ***Figure 9 :*** ***courbe de désaimantation d'un matériau magnétique dur, donnant les propriétés magnétiques.***

• L'induction rémanente B_r en circuit fermé.

• Le champ coercitif H_c, c'est-à-dire le champ démagnétisant qui annule l'induction.

• Les valeurs H_m et B_m du meilleur point de fonctionnement correspondant à $(BH)_{max}$ à partir desquelles on définit la perméance unitaire optimale $\lambda_m = \frac{B_m}{H_m}$.

On notera que la donnée de la courbe de désaimantation (*fig.* 9) inclut ces valeurs.

Au point de vue économique, la masse volumique du matériau est un paramètre important : le coût d'un aimant croît avec sa masse totale, tandis que son énergie est proportionnelle à son volume. A énergie spécifique et volume constants, le coût d'un aimant croît donc avec sa masse volumique. On notera enfin que la température limite d'emploi d'un matériau magnétique est pratiquement la température limite de stabilité de sa structure.

Classification

Les matériaux magnétiques durs sont caractérisés par une structure hétérogène à deux phases dispersées. On distingue deux catégories :

• Les produits métalliques, dans lesquels la phase dispersée apparaît à la suite d'une transformation martensitique, d'une précipitation, ou d'une transformation ordre-désordre.

• Les agglomérats de particules fines constituant un domaine élémentaire séparé par une substance inerte, des pores, ou des joints de grains.

Les alliages obtenus par le premier procédé sont en général d'une grande dureté. Les produits de la seconde catégorie, rigides et non ductiles, sont agglomérés et moulés ou bien frittés. L'amélioration des matériaux a permis d'augmenter l'énergie spécifique $(BH)_{max}$ et le champ coercitif. On a recherché une aimantation à saturation élevée, accompagnée d'un champ coercitif important et d'une grande convexité de la courbe de désaimantation.

Alliages ductiles

Les propriétés magnétiques de ces matériaux sont en général faibles, mais ils ont le grand avantage d'être usinables.

* *Aciers martensitiques.* Leur composition est très voisine de celle des aciers à outils. Leur énergie spécifique $(BH)_{max}$ atteint à peine 800 J/m^3, tandis que leur champ coercitif est de l'ordre de 300 gauss. En raison du faible intérêt de leurs caractéristiques, ces matériaux ont presque disparu. Toutefois, ils restent utiles dans les cas où on désire un matériau à faible champ coercitif et facile à saturer.

* *Alliages Fe Co Mo.* Ces alliages sont les premiers à avoir été obtenus par précipitation. On ne les utilise pratiquement plus en raison de leurs faibles qualités magnétiques, voisines de celles des aciers martensitiques.

* *Alliages Cu Ni Fe* et *Cu Ni Co.* Leur induction rémanente est assez faible, ainsi que leur énergie magnétique, mais ils sont très ductiles et peuvent être laminés et étirés. Les performances de Cu Ni Fe sont améliorées par étirage. Celui-ci produit une anisotropie axiale.

* *Alliages Fe Co Va.* Leur rémanence est élevée et ils ont des propriétés intéressantes à l'état orienté. On les utilise sous forme de fils ou de rubans dans les appareils de mesure.

D'une façon générale, ces alliages ductiles sont produits en faibles quantités et pour des usages spéciaux.

Alliages Fe Ni Al

Cette catégorie d'alliages est la plus importante parmi les matériaux à aimants. La coercitivité est due à la présence d'une phase dispersée dont l'apparition est provoquée par un traitement thermique (trempé et revenu). On a amélioré l'alliage initial par addition de cobalt, de cuivre et de titane. Mais le progrès essentiel, qui date de 1940, consiste à orienter les particules de la phase dispersée au moment de la germination à l'aide d'un champ magnétique élevé. On obtient ainsi des aimants anisotropes dont les propriétés sont très intéressantes dans la direction de l'aimantation (cycle d'hystérésis presque rectangulaire, $(BH)_{max}$, B_r et H_c très élevés). D'une façon générale, les alliages Fe Ni Al sont préparés par fusion et coulée directe de la pièce finale. L'usinage en est difficile par suite de la grande dureté et de la fragilité du produit.

Ferrites dures

Ce sont des matériaux céramiques à base d'oxyde de fer ($6\ Fe_2O_3$, BaO) où le baryum peut être remplacé par du plomb ou du strontium. Les pièces sont généralement obtenues par frittage. Les propriétés magnétiques, assez basses dans le cas du produit isotrope, deviennent convenables si l'on fait subir une orientation aux particules de poudre au moment de la compression, en soumettant le matériau à un champ magnétique.

On obtient ainsi des aimants en ferrite orientée. Leurs propriétés sont assez différentes de celles des alliages Fe Ni Al envisagés ci-dessus. Les énergies spécifiques sont plus faibles, et le matériau est isolant, ce qui élimine la possibilité de courants de Foucault.

Ferromagnétiques agglomérés

Cette catégorie de produits a été mise au point pour étendre les possibilités de mise en forme. On obtient des matériaux rigides en agglomérant les particules d'un matériau ferromagnétique broyé à l'aide d'une résine thermodurcissable. Les aimants ainsi obtenus ont des caractéristiques magnétiques assez faibles mais ne nécessitent aucun usinage.

Si l'on utilise comme liant un élastomère, on obtient un produit flexible. Ce procédé est essentiellement employé avec les ferrites, car on évite ainsi le problème du frittage.

Aimants à base de micropoudres

Les poudres ultrafines de fer-cobalt présentent un champ coercitif très élevé. Cette propriété est due aux grains fins monodomaines et subsiste lorsque l'on agglomère la poudre. On obtient ainsi des propriétés voisines de celles des alliages Al Ni Co. On peut même orienter la poudre dans un champ magnétique pour améliorer ses propriétés. Ces matériaux, bien qu'assez difficiles à fabriquer, sont très intéressants en raison de leur fabrication par moulage qui évite tout usinage ultérieur. Par ailleurs, leur énergie par unité de masse est assez élevée.

On a également développé un autre groupe de matériaux magnétiques du même type, il s'agit des alliages samarium-cobalt dont le champ coercitif est extrêmement élevé.

Matériaux magnétiques doux

Les matériaux magnétiques doux sont caractérisés par des champs coercitifs très faibles, de l'ordre de quelques gauss. Ils se divisent en deux catégories très différentes. La première est constituée par des alliages ferromagnétiques dont l'emploi se limite aux basses fréquences par suite de leurs pertes importantes par courants de Foucault. La seconde se compose des diverses ferrites, mélanges frittés d'oxydes ferrimagnétiques employés aux fréquences supérieures à 50 kHz en raison de leur grande résistivité électrique.

Alliages ferromagnétiques doux

Nous ne parlerons pas ici des quelques utilisations du fer pur comme matériau magnétique, en raison de son importance industrielle réduite.

Alliages Fe-Si

Les tôles Fe Si peuvent être orientées ou non. Dans le premier cas, on obtient une structure dite de Goss où les plans cristallographiques (110) sont parallèles au plan de la tôle et la direction [001] de facile aimantation parallèle à la direction de laminage. Dans le second cas, on obtient des tôles utilisées principalement dans la construction des machines où les courants de Foucault jouent un rôle important. Il s'agit de bandes minces souvent revêtues d'un isolant sur chaque face. Il est inutile d'essayer de trop réduire l'épaisseur des tôles : les pertes cessent de diminuer au-delà d'une certaine épaisseur.

A côté des tôles à texture Goss, il existe des tôles à grains orientés plus courantes : il s'agit d'alliages magnétiques à 3,2 % de silicium. On les emploie surtout dans la construction de transformateurs où l'on peut utiliser au mieux leurs propriétés magnétiques dans le sens du laminage.

La fabrication des tôles à grains orientés est très complexe. De plus, leur usinage doit obligatoirement être suivi d'un recuit à 800 °C.

Alliages Fe Ni

Ces alliages cristallisent dans le système cubique à faces centrées et ne subissent aucune transformation de phase lorsqu'ils comportent plus de 28 % de nickel. On peut donc les laminer à froid et leur faire subir un grand nombre de traitements thermiques destinés à améliorer leurs caractéristiques magnétiques.

Parmi les alliages Fe Ni, il faut au moins citer la catégorie très particulière que constituent les alliages à haute perméabilité. En effet, entre 70 et 80 % de nickel, l'anisotropie et la magnétostriction des alliages Fe Ni s'annulent. Dans ces conditions, la perméabilité devrait être très élevée et le champ coercitif très faible. Malheureusement, la magnétostriction et l'anisotropie ne s'annulent pas simultanément. En outre, les alliages à 70-80 % de nickel ont une résistivité très faible. On peut cependant améliorer les caractéristiques du matériau obtenu par addition de chrome ou de molybdène.

Alliages Fe Co

Ces alliages présentent l'aimantation à saturation la plus élevée des alliages ferromagnétiques. Par ailleurs, leur constante d'anisotropie peut être rendue assez faible. Malheureusement, ils ont un diagramme de phase peu favorable aux traitements thermiques.

Ferrites douces

Matériaux à forte perméabilité

Ce sont en général des ferrites de Fe Mn Zn dont les points de Curie sont supérieurs à 130 °C. En effet, la ferrite de manganèse a une perméabilité de 200 à 20 °C et un point de Curie de 300 °C. Lorsque l'on ajoute de la ferrite de zinc à la ferrite de manganèse, le point de Curie diminue tandis que la perméabilité augmente. On obtient ainsi des perméabilités élevées, de l'ordre de 10^4. La perméabilité de ces matériaux est liée au diamètre des cristallites. Les matériaux à très haute perméabilité ont donc une résistivité assez faible et des pertes par courants de Foucault non négligeables.

Par ailleurs, il est indispensable d'avoir un matériau très homogène. Dans le cas contraire, les dimensions de la maille cristalline sont différentes d'une maille à l'autre, ce qui entraîne des tensions internes qui diminuent la perméabilité.

Matériaux à faibles pertes

Pour diminuer les pertes, on est amené à utiliser des cristaux de faible diamètre. La composition de ces ferrites diffère peu de celle des ferrites à perméabilité élevée. Comportant moins de zinc et plus de manganèse, elles ont en général un point de Curie plus élevé.

On cherche également à augmenter la résistivité du matériau en y ajoutant du calcium et de la silice. Ces deux minéraux se localisent aux joints de grains et y augmentent la résistivité.

BIBLIOGRAPHIE

Propriétés électriques : KITTEL C., *Introduction à la physique de l'état solide*, Dunod, 1972.

Propriétés magnétiques : *Techniques de l'ingénieur*, 26, place Dauphine, 75001 Paris.

MATIÈRES PREMIÈRES D'ORIGINE MINÉRALE

L'actualité politique et économique des cinq dernières années a placé sur le devant de la scène internationale la question des matières premières, et cela d'une façon aiguë, amplifiée par l'écho qu'en ont donné les moyens d'information auprès d'opinions publiques sensibilisées, directement concernées par certaines « retombées » des événements internationaux.

Qu'il s'agisse des citoyens subissant une vive hausse des prix des biens de consommation et d'équipement, des responsables d'industries de base confrontés à un approvisionnement en matières premières plus coûteux, des gouvernements, en charge du budget des États et des relations économiques et financières entre les nations, ou simplement de « l'honnête homme » qui s'interroge sur les conséquences d'une consommation croissante de substances non renouvelables, ou sur le devenir du tiers monde et des sociétés industrielles, bien peu de personnes ont pu demeurer indifférentes aux implications humaines, financières, matérielles, géopolitiques de ces questions d'actualité : risque d'épuisement des réserves minérales et énergétiques ; dépendance croissante du monde occidental vis-à-vis des producteurs de matières premières, relations entre producteurs-exportateurs et consommateurs-importateurs, qui se formulent trop souvent en termes de rapports de force, plus conflictuelles que contractuelles ; coût des approvisionnements extérieurs, et incidence sur la balance des comptes des nations ; utilisation optimale des ressources.

Que cette prise de conscience du rôle des matières premières ne se soit généralement révélée, hormis chez quelques spécialistes clairvoyants qui s'en souciaient déjà au début de la décennie, qu'à la suite de la « crise pétrolière » de 1973, masque parfois le fait que sont en cause pratiquement toutes les matières premières, aussi bien les substances énergétiques que les produits végétaux ou les minerais métalliques et non métalliques.

Le présent fascicule se propose de traiter des matières premières minérales non énergétiques, sur le plan de leurs ressources, dans une première partie, de leur rôle dans les relations internationales ensuite, puis des questions de prix et de marchés en troisième partie, et, en dernier volet, de la situation spécifique de la France.

Définition et classification

Dans l'acception la plus communément admise, est considérée comme matière première minérale toute substance solide, liquide ou gazeuse, contenue dans les formations géologiques continentales ou sous-marines, et qui est susceptible d'en être extraite pour alimenter les activités industrielles et agricoles.

Ainsi, les phosphates naturels, le diamant, le kaolin, les charbons, les marbres sont des matières premières minérales, au même titre que les pétroles bruts ou les minerais de cuivre. En revanche, l'eau n'en fait pas partie, quoiqu'elle puisse présenter, à certains égards, les caractères d'une matière première dans divers processus industriels.



Olivier Martel - Rapho

◀ ***Le puits de la première mine de diamant, actuellement épuisée, à Kimberley, en Afrique du Sud.***

Classification des matières premières minérales

La dénomination même de matières premières minérales et leur définition mettent explicitement l'accent sur leur utilité, et il est donc logique d'user de critères utilitaires pour marquer les articulations essentielles de cet ensemble — au demeurant fort vaste et diversifié — que sont les matières premières minérales.

Celles-ci sont classées en quatre catégories : substances énergétiques, minerais métalliques, minerais non métalliques, et matériaux de carrière.

Les substances énergétiques : combustibles fossiles (gazeux, liquides, et solides) et minerais des métaux fissiles (uranium et thorium, ce dernier métal n'étant toutefois pas utilisé, actuellement, dans les filières électronucléaires), sont les sujets d'autres chapitres de cette Encyclopédie ; elles ne seront pas traitées ici.

Minerais métalliques

On peut en donner une définition naturaliste valable d'ailleurs pour la plupart des minerais non métalliques : « toute association, plus ou moins complexe, d'une ou de quelques espèces minérales utiles (dites valorisables), et d'un ou plusieurs autres minéraux non utiles, ou non utilisables, constituant la gangue et le stérile. »

Cette formulation ne rend cependant pas compte du contexte technique et économique responsable du fait que, de deux minerais d'un même métal, l'un peut être exploité, et l'autre se révéler parfaitement inexploitable.

Il est donc nécessaire de faire appel à une conception technico-économique de la notion de minerai : « association minérale naturelle dont la technologie minéralurgique et métallurgique actuelle permet d'extraire avec profit, dans les conditions économiques du moment, un ou plusieurs éléments utiles à l'activité industrielle. »

Cela implique qu'une accumulation d'une matière première minérale ne représente un amas de minerai, en ce sens technico-économique, que s'il existe des techniques pour traiter ce minerai, et que si l'ensemble des opérations effectuées présente un bilan financier bénéficiaire (du moins dans un contexte économique normal, hors des périodes de profonde dépression, dont l'incidence sera développée ultérieurement).

Les classifications chimiques et minéralogiques ne sont guère utilisables, dans l'optique d'une application à l'analyse des ressources et des marchés des matières premières minérales. Il apparaît préférable de proposer les coupures suivantes :

— *minerais des métaux de base :* fer, aluminium, cuivre, plomb, zinc, le plus souvent mis en œuvre purs ou peu alliés ;

— *minerais des métaux d'alliage et de revêtement :* cobalt, manganèse, molybdène, tungstène, silicium, vanadium, nickel, chrome, étain, et, plus spécifiquement liés aux alliages non ferreux : magnésium, antimoine, bismuth, etc. ;

— *minerais des métaux rares et des métaux précieux,* aux usages étroitement délimités, mais peu substituables : titane, zirconium, niobium, tantale, lithium, germanium, or, argent, mercure, platine et « métaux de la mine de platine » : iridium, osmium, palladium, rhodium, ruthénium.

Minerais non métalliques (voir le volume Géologie I pour les caractéristiques des espèces minérales citées)

Comme pour les minerais métalliques, l'approche naturaliste se révèle insuffisante, au regard du géologue économiste. On définira donc un minerai non métallique comme une roche dont les techniques minéralurgiques actuelles permettent de retirer, avec profit, dans le contexte économique du moment, un composé utile (parfois plusieurs) aux activités industrielles et agricoles.

Cette formulation indique implicitement que les minerais non métalliques ne subissent pas d'opérations de fusion, à la différence des minerais métalliques, dont les concentrés subissent, dans le cas le plus général, une fusion pour libérer le métal recherché.

Ces minerais non métalliques sont extrêmement divers, tant sur le plan de l'origine géologique et de la constitution chimico-minéralogique, que sur celui de la destination finale du produit obtenu.

Une demi-douzaine de groupes se dégagent de cet ensemble :

— *sels destinés à l'agriculture et à l'industrie chimique :* potasse, phosphates, halite, borax ;

— *fondants métallurgiques :* cryolithe, fluorite (qui est aussi la matière première unique pour la préparation de l'acide fluorhydrique) ;

— *groupe du soufre :* soufre natif et pyrite (ce sulfure de fer est un minerai de soufre, et non de fer) pour la chimie et l'industrie du caoutchouc ;

— *charges et pigments,* pour les industries des peintures, des émaux, du papier-carton, des plastiques : talc, oxydes de titane, kaolin, ocres naturels, barytine, etc. ;

— *substances réfractaires :* micas, amiante, graphite et matières premières des réfractaires artificiels : chromite, bauxite, dolomie ;

— *abrasifs :* grenats, corindons, diamants industriels ;

— *minéraux précieux* pour la joaillerie-bijouterie.

Certaines de ces substances appartiennent soit aux minerais métalliques, soit aux minerais non métalliques, selon l'usage qui en sera fait. Par exemple, la chromite ($FeCr_2O_4$) est destinée à la sidérurgie (élaboration directe de ferrochrome pour la production d'aciers alliés) si la teneur en chrome est élevée (voisine de 33 %), ou à la préparation de réfractaires artificiels si cette teneur est plus faible. Le cas du sel gemme est à l'opposé : s'il est, pour l'essentiel de la production, utilisé tel quel par l'industrie soudière, il est aussi la seule source effective de sodium, et représente donc le minerai de ce métal (la demande en sodium, encore très réduite, pourrait s'accroître de façon importante si la filière des surrégénérateurs se développait dans les années prochaines : le sodium fondu est le fluide caloporteur dans ces équipements électronucléaires).

Matériaux de carrière

Cet ensemble est pour le moins aussi divers que le précédent ; il comprend toutes les substances minérales naturelles utilisées avec profit par les activités industrielles, agricoles et du bâtiment, soit sans modification autre que de forme (matériaux bruts), soit après cuisson plus ou moins poussée (matériaux manufacturés).

Ces substances ne subissent donc pas de traitement d'enrichissement avant leur mise en œuvre, à la différence des minerais métalliques et non métalliques.

Matériaux bruts

Leurs débouchés principaux, et de loin, sont offerts par le bâtiment, la voirie, le génie civil et les ouvrages de viabilité ; les débouchés agricoles sont très secondaires.

On distingue trois grands groupes :

— blocs de construction et d'ornementation, où tous les types de roches sont représentés : calcaires, grès, granites, marbres, laves, roches éruptives et métamorphiques diverses ;

— granulats (selon la granulométrie : fillers, sables, graviers, ballasts...), provenant de carrières d'alluvions où le tout-venant est simplement criblé et lavé, ou de carrières de roches dures, par concassage en plusieurs étapes et criblage de la roche abattue à l'explosif. D'énormes tonnages de ces granulats sont livrés aux chantiers du bâtiment et du génie civil (bétons), et aux chantiers routiers (couches d'assises et couches de roulement, gravillonnées, ou en enrobés bitumineux) ;

— tourbes, marnes, craies..., pour amendements horticoles et agricoles.

Matériaux manufacturés

Ils subissent un traitement thermique qui modifie de façon contrôlée les propriétés physiques et chimiques des roches initiales : gypse et anhydrite (industries du plâtre) ; calcaires divers pour l'industrie des ciments et chaux (chaux agricoles, chaux industrielles destinées à la sidérurgie et aux sucreries) ; argiles de toute nature, mises en œuvre pour la fabrication des porcelaines, faïences, grès, et des tuiles et briques.

Notions de teneur et de gisement

Les matières premières minérales se présentent à l'état plus ou moins dispersé dans les formations géologiques ; les zones de moindre dispersion — dont les dimensions peuvent s'étendre de l'échelle décamétrique à l'échelle

kilométrique — représentent un ensemble d'accumulations, dont certaines seulement constituent des gisements.

Quantitativement, la plus ou moins grande dispersion se traduit par la *teneur,* qui est le pourcentage, en poids, de métal ou de composé utile présent dans un minerai donné.

Le critère de teneur, s'il est important, n'est pas suffisant pour caractériser un gisement. Celui-ci n'existe, en tant que tel, que dans la mesure où des conditions techniques et économiques précises se trouvent satisfaites. D'où la définition proposée pour le concept de gisement : « toute accumulation continentale ou sous-marine dont la localisation, la nature, le tonnage et la teneur permettent, avec la technologie extractive et minéralurgique disponible et dans les conditions économiques présentes, de retirer avec profit un minerai valorisable. »

La notion de profit, à laquelle cette définition fait référence, est très relative. Le plus souvent, il s'agit du bénéfice financier apparaissant au compte d'exploitation des sociétés minières, mais des considérations de politique nationale peuvent modifier cette conception, dans des pays à économie planifiée et/ou vivant dans un régime d'autarcie plus ou moins strict.

Le profit recherché pourra alors être l'obtention de devises, par l'exploitation de gisements non rentables dans un contexte de libre entreprise, mais qui permettront l'exportation de matières premières ou de biens élaborés ; en situation de manque d'une matière première, il pourra aussi se révéler intéressant, pour éviter des sorties de devises et maintenir une certaine autarcie économique, d'exploiter de tels gisements.

Certaines mines polymétalliques de Pologne, par exemple, illustrent parfaitement cette remarque : plus d'une douzaine de métaux y sont récupérés, certains à des teneurs extrêmement faibles, pour couvrir la demande nationale, alors que sous le régime de l'entreprise privée, trois ou quatre métaux seulement seraient extraits du minerai, et à des teneurs de coupure (teneur limite, en dessous de laquelle la valeur marchande du minerai obtenu ne compense plus les frais d'exploitation) notablement plus élevées, sans nul doute.

Il convient enfin de noter qu'un gisement est toujours une singularité d'extension plus ou moins vaste, mais délimitée, au sein d'un environnement de nature bien différente ; le terme de gisement est de ce fait inusité en ce qui concerne la plupart des matériaux de carrière, à peu près semblables à eux-mêmes sur de vastes étendues.

Les ressources en matières premières minérales

Concepts de ressources et de réserves

La diversité des définitions proposées pour les ressources et les réserves, la multiplicité des qualificatifs appliqués à ces termes (ressources ou réserves prouvées, mesurées, démontrées, identifiées, exploitables, probables, conditionnelles, potentielles, ultimes, hypothétiques, spéculatives, etc.), sont à l'origine d'un certain manque de cohérence entre les documents traitant de ces questions — d'où, parfois, de fâcheuses confusions dans l'interprétation des chiffres cités à propos du montant des ressources minérales.

La nomenclature la plus précise en ce domaine est celle qu'a formulée l'*U. S. Geological Survey* (Service géologique fédéral des États-Unis), en 1973. En raison de sa clarté, elle tend à être adoptée par la plupart des spécialistes concernés.

Les auteurs distinguent quatre catégories de ressources : ressources identifiées exploitables (= réserves) ; ressources identifiées non exploitables (= ressources conditionnelles) ; ressources hypothétiques ; ressources spéculatives.

Ressources identifiées

Il s'agit, pour une matière première minérale donnée, des quantités cumulées de minerais, dont la localisation et les caractéristiques dimensionnelles et minéralogiques sont connues, les gisements en question ayant fait l'objet de campagnes de sondage, de mesures, et d'échantillonnage.

Cette identification des gisements est conduite sur critères géologiques, et ne concerne donc que leurs propriétés physiques et minéralogiques. Selon que l'étude technico-économique d'exploitabilité (dite « étude de faisabilité ») conclut ou non à l'intérêt économique d'une éventuelle mise en exploitation, ces ressources identifiées appartiendront à l'une ou à l'autre des catégories suivantes :

— Les *réserves,* qui sont des accumulations exploitables avec profit, dans les conditions techniques et économiques prévalant lors de leur évaluation ; les réserves sont donc les seules quantités de minerai immédiatement disponibles avec certitude, à ceci près que les aléas des politiques et des marchés miniers peuvent toujours, ultérieurement à l'étude de faisabilité, modifier la valeur de ces réserves, de façon favorable ou défavorable (cette restriction sera développée dans le chapitre suivant) ;

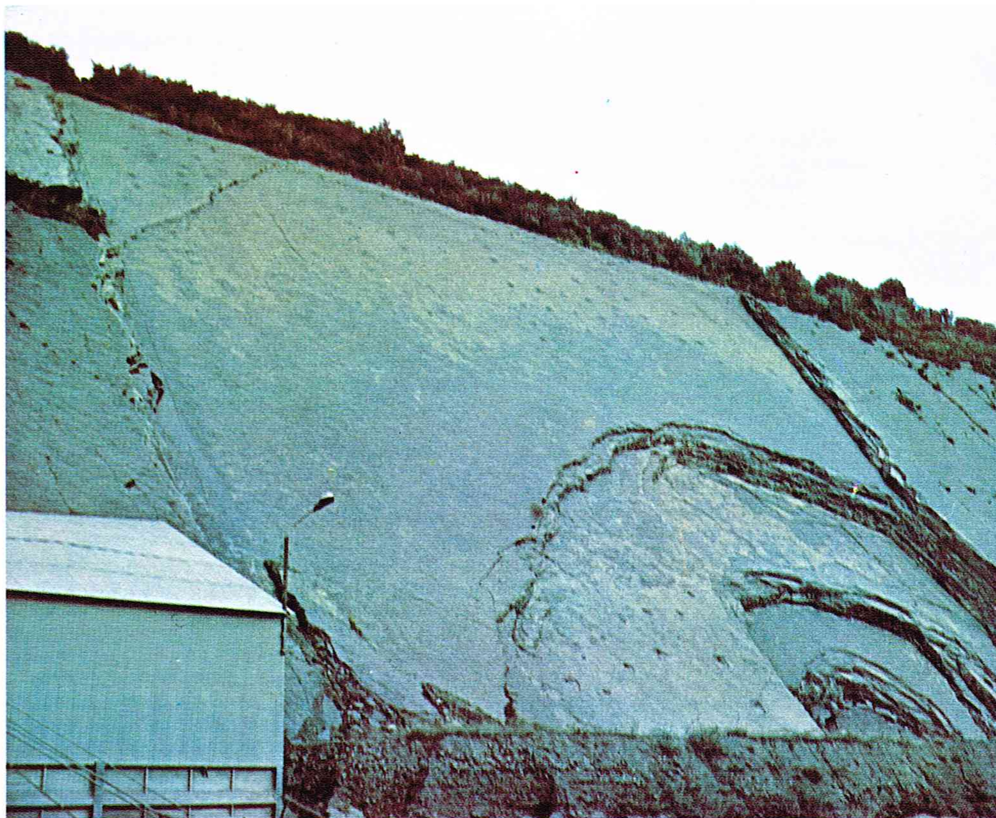
— Les *ressources conditionnelles,* dont la mise en exploitation n'est pas envisageable dans le contexte technique ou économique du moment, mais pourrait intervenir à condition que ce contexte évolue de façon propice.



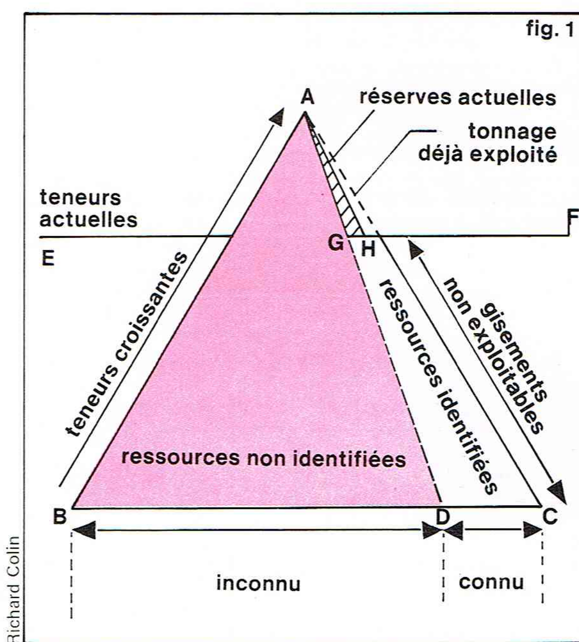
Doc. Ardoisières d'Angers

▲ *L'exploitation et le travail de l'ardoise à Angers (France) ; d'après une gravure de Houfnaglius (1561).*

▼ *Une carrière de calcaire dans les Ardennes belges ; l'abattage est obtenu par dynamitage de la base des strates inclinées.*


Ph. Gentilhomme





▲ *A gauche, le chargement du minerai de nickel à Népoui (Nouvelle-Calédonie); un convoyeur d'alimentation, au premier plan, conduit le minerai jusqu'au portique de chargement. A droite, figure 1 : représentation schématique des réserves et des ressources minières sur un diagramme triangulaire; la zone hachurée représente les réserves qui diminuent par l'exploitation (déplacement de* AH *vers la gauche) et se reconstituent d'une part par la prospection (déplacement de* AGD *vers la gauche), d'autre part par l'exploitation de gisements plus pauvres ou plus difficiles (déplacement de* EF *vers le bas)* [*d'après* Annales des Mines, *janvier 1975, p. 13*].

Par exemple, dans un gisement de cuivre classé comme ressource conditionnelle — à un moment où, la teneur en cuivre étant ce qu'elle est, la valeur du métal extrait n'aurait pu couvrir les frais d'extraction et de valorisation — une hausse du cours du cuivre conduira à décider l'exploitation du gisement si les calculs financiers montrent que l'entreprise pourra dégager un bénéfice.

D'autres conditions peuvent être liées à la mise au point de techniques de valorisation appropriées à la nature du minerai découvert, ou à l'implantation d'infrastructures indispensables à l'évacuation des produits de l'exploitation (voie ferrée, port maritime, etc.), non disponibles au moment de l'étude du gisement.

Ressources non identifiées

Elles comprennent toutes les accumulations dont l'existence n'est que supposée mais pourrait devenir effective (tout aussi bien que rester fictive) par suite des progrès de l'exploitation minière.

La vraisemblance de cette existence repose sur des déductions d'ordre géologique et métallogénique, ou sur des raisonnements d'ordre statistique qui utilisent les connaissances et l'expérience acquises sur les gisements antérieurement découverts.

— Les *ressources hypothétiques* sont celles qu'on peut raisonnablement espérer découvrir, dans des districts miniers déjà assez bien connus (un district minier est un territoire de quelques centaines de kilomètres carrés, dans lequel plusieurs gisements de même type ou de types voisins ont été ou sont exploités). Il est en effet classique qu'un gisement soit accompagné de « satellites », d'importance plus ou moins subordonnée. C'est sur la présence éventuelle de telles associations que l'on compte pour inférer l'existence de ressources hypothétiques aux environs de districts métallifères.

Les Vosges moyennes sont un bon exemple de cette situation : plusieurs districts miniers y sont connus (notamment des districts filoniens à plomb-zinc-cuivre-argent, sous forme sulfurée) depuis plusieurs siècles; l'importance des travaux miniers anciens (apogée aux XVIIe et XVIIIe siècles) et le fait que ceux-ci n'affectaient souvent que la tête du filon (partie proche de la surface d'affleurement) permettent de supputer qu'il existe dans ces districts des ressources hypothétiques en métaux non ferreux.

— Les *ressources spéculatives* ont une probabilité de présence moindre que les ressources hypothétiques; ce sont des raisonnements d'ordre géologique et statistique qui conduisent à supposer l'existence de telles ressources : eu égard à ce qui est connu de la typologie des gisements et des caractéristiques géologiques de certaines régions, on peut être amené à penser que, dans certaines zones de ces régions, il serait statistiquement peu probable qu'aucune concentration minérale n'existât.

Comme ressources spéculatives, on peut signaler les accumulations de minerais de cuivre, de plomb-zinc ou d'uranium que l'on peut espérer découvrir dans des régions, peu ou pas connues sur le plan métallogénique, comprenant des séries détritiques continentales, dites « red beds » (complexes conglomératiques, gréseux et argileux de couleur fréquemment rougeâtre, d'où leur dénomination). Ces couches rouges sont en effet connues pour constituer des pièges métallogéniques, dans des conditions physico-chimiques définies, qui fixent — et donc concentrent — les métaux tels que cuivre, plomb-zinc, uranium extraits par l'érosion et l'altération de zones continentales où ils étaient contenus à une très basse teneur.

La prospection des red beds, qui ne s'est développée intensément qu'au cours des deux dernières décennies, a été à l'origine de la mise en évidence de plusieurs grands gîtes métallifères, tels que ceux d'Arlit (Niger) pour l'uranium, ou d'Oudokan (au sud de la Sibérie centrale, U. R. S. S.) pour le cuivre. Moins important, le gisement de plomb-zinc-argent exploité à Largentière (Ardèche) appartient également à ce type.

Pour chaque matière première minérale, les différents types de ressources peuvent être représentés sous forme de diagramme triangulaire. L'aire totale du triangle correspond à l'ensemble des quantités de minerais que l'on suppose disponibles actuellement et pour le futur, dans toutes les accumulations connues ou à découvrir, et des quantités déjà extraites des gisements anciens ou en activité. Les teneurs sont décroissantes du sommet vers la base du triangle, la sécante horizontale matérialisant la teneur de coupure (teneur limite d'exploitabilité) moyenne dans les gisements connus (*fig.* 1).

Évolution dynamique des ressources

Les ressources sont des grandeurs variables dans le temps, par essence; ce fait est pourtant mal connu, voire totalement ignoré.

Les ressources exploitables (réserves), continûment soumises aux prélèvements nécessaires à l'alimentation des industries minérales, ne s'amenuisent pas progressivement et inéluctablement; elles sont renouvelées de façon plus ou moins irrégulière, sous la poussée de trois facteurs essentiels : recherche et développement de nouveaux gisements; élévation des prix des matières premières minérales sur les marchés mondiaux; mise au point de procédés nouveaux de valorisation, applicables à des concentrations minérales réfractaires aux techniques classiques.

Cela ne doit toutefois pas laisser croire à un renouvellement perpétuel des ressources : globalement, leur quantité est finie au sein de l'écorce terrestre, donc susceptible

d'épuisement physique à très long terme. Cette question, fort discutée depuis quelques années, et ce, parfois, passionnément, sera examinée ultérieurement.

Rôle de la prospection minière

Ce rôle est probablement le plus méconnu, quoique la prospection soit la seule voie d'accroissement réel des réserves, en en démontrant l'existence là où aucune ressource n'était identifiée, les innovations techniques ou les évolutions favorables des marchés n'ayant pour effet que de transformer des ressources conditionnelles connues en réserves exploitables. Cette méconnaissance est d'ailleurs l'une des critiques fondamentales portées à l'encontre des travaux effectués par le *Massachusetts Institute of Technology,* à l'initiative du Club de Rome (publiés sous le titre *Halte à la croissance,* en édition française), et elle conduit, *ipso facto,* à sous-évaluer la progression quantitative des réserves.

Au cours des phases successives de la prospection, des indices minéralisés sont découverts; leur étude détaillée précisera ensuite leur valeur économique : réserve, immédiatement exploitable, ou ressource conditionnelle, dans les conditions du moment, mais dont l'exploitabilité devra être réexaminée si ces conditions, techniques ou plus souvent économiques, se modifient.

Le bilan général de la prospection se traduit donc par un glissement des ressources, des catégories « non identifiées » vers les catégories « identifiées ». Sur le diagramme triangulaire, cela correspond à un déplacement vers la gauche du segment AD.

Effets des fluctuations économiques

Il s'agit de l'influence qu'ont les variations des prix des matières premières minérales sur le montant des réserves et des ressources conditionnelles.

Dans une mine, la teneur limite d'exploitabilité est en effet étroitement dépendante du prix du métal : si celui-ci est payé plus cher sur les marchés internationaux des matières premières, l'exploitant minier peut extraire du minerai dans des quartiers plus pauvres sans que le coût supplémentaire soit prohibitif (quand la teneur est abaissée, il faut abattre et traiter davantage de minerai pour récupérer un même tonnage de concentrés, la teneur de ceux-ci étant imposée et fixe à court terme). Dans ces conditions, les réserves en tonnage de minerais et donc de métal contenu augmentent. *A contrario,* en période de bas cours, le mineur orientera autant qu'il est possible l'extraction vers les quartiers les plus riches de la mine, afin d'éviter une exploitation déficitaire. Les réserves effectives de la mine s'amenuisent donc dans ces conditions, au profit des ressources conditionnelles.

Parmi les ressources identifiées, la coupure entre réserves et ressources conditionnelles est donc pour l'essentiel gouvernée par le prix marchand de la matière première, donc par la teneur. Les variations des réserves du cuivre, au cours des récentes années, illustrent parfaitement ce propos :

— en 1970, l'évaluation des réserves donnait un résultat de 192,3 millions de tonnes, et le cours du métal au *London Metal Exchange* (bourse de métaux de Londres, où sont cotés le cuivre, le plomb, le zinc, l'étain) était de 450 £/t (cours moyen fin 1970) ;

— ces réserves ont atteint 279,4 millions de tonnes en 1973, puis 393 millions de tonnes au milieu de l'année 1974, suivant en cela la croissance plus ou moins régulière du prix du cuivre, qui parvenait alors à 1 240 £/t, cours record jusqu'à présent.

Cette interdépendance réserves-prix peut aussi être appliquée à la prévision des réserves dans un contexte économique différent de l'actuel : quelles seraient les réserves d'une substance minérale, si son prix de marché était multiplié par un facteur donné ?

L'U. S. Bureau of Mines (organisme fédéral responsable des questions minières aux États-Unis) a pu ainsi estimer, il y a quinze ans, les réserves de mercure sur le territoire de l'Union à :

— 140 000 bouteilles (4 800 t), au prix de 200 $ par bouteille, référence à l'époque de l'étude,

— 827 000 bouteilles (28 300 t), soit 6 fois plus, si le prix était porté à 500 $ par bouteille, deux fois et demie le prix précédent. (Le mercure est vendu et coté en dollars par bouteille de 76 livres anglaises, soit 34 kg.)

Tableau I
Dynamique de la prospection minérale
Évolution des réserves de quelques substances minérales entre 1950 et 1970

Substances minérales	Réserves (en milliers de t.) en 1950	Réserves (en milliers de t.) en 1970	% d'augmentation
Fer	10 000 000	251 000 000	2 410
Manganèse	500 000	635 000	27
Chromite	100 000	775 000	675
Tungstène	1 903	1 328	— 30
Cuivre	100 000	279 000	179
Plomb	40 000	86 000	115
Zinc	70 000	113 000	61
Étain	6 000	6 600	10
Bauxite	1 400 000	5 300 000	279
Potasse	5 000 000	118 000 000	2 260
Phosphates	26 000 000	1 178 000 000	4 430
Pétrole	75 000 000	455 000 000	507

▲ *Tableau I : dynamique de la prospection minérale — évolution des réserves de quelques substances minérales entre 1950 et 1970 (d'après* **les Matières premières minérales,** *collection Études de politique industrielle, publié en 1975 par le ministère de l'Industrie, du Commerce et de l'Artisanat, à la Documentation française).*

De même, pour l'uranium, les réserves des États-Unis passeraient de 160 000 tonnes à 2 700 000 tonnes si le prix de la livre d'oxyde d'uranium (U_3O_8) était porté de 10 à 70 $, ce qui correspond à multiplier les réserves par 17 en septuplant le prix marchand.

En fait, seules les variations durables — ou, du moins, perçues comme devant l'être — des prix des matières premières minérales ont une répercussion sur le montant des réserves; les fluctuations à court terme, irrégulières, qui affectent les cours des bourses de métaux, ne donnent pas lieu à des révisions du montant des réserves.

Influence des progrès techniques

Les méthodes d'extraction, de transport et, surtout, de valorisation des minerais ne sont pas immuables; elles évoluent sous l'action conjointe ou indépendante de deux phénomènes : tendance au gigantisme dans les opérations minières et, par voie de conséquence, minéralurgiques, et amélioration des connaissances techniques en matière de traitement des minerais. L'un et l'autre de ces phénomènes jouent dans le sens d'un accroissement des réserves, aux dépens des ressources conditionnelles, le premier en abaissant les teneurs exploitables, le second en permettant l'emploi de minerais précédemment inutilisables.

Tendance au gigantisme

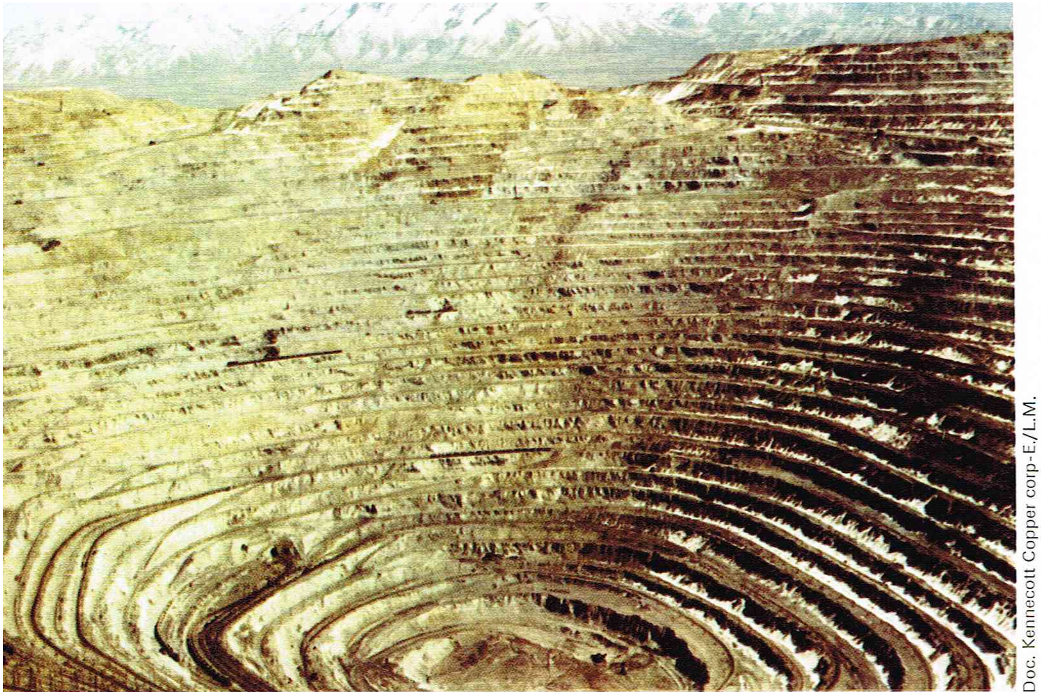
Il est bon nombre de gisements importants de cuivre, de cobalt, de diamant, de fer, de nickel, etc., dont l'exploitation n'est concurrentielle qu'au prix d'une mécanisation poussée, et, concomitamment, d'un gigantisme des travaux.

Des gisements de plus en plus pauvres peuvent être ainsi mis en valeur et produire des tonnages croissants de métal, grâce à des abattages journaliers de plus en plus énormes de minerai, qu'il convient d'enrichir sur place, tant pour satisfaire aux normes de teneur imposées par les techniques de fonderie que pour obvier au transport onéreux de tonnes de stérile sans valeur.

Historiquement, la chute des teneurs exploitées est remarquable, tout autant que l'augmentation des dimensions des gisements les plus typiques.

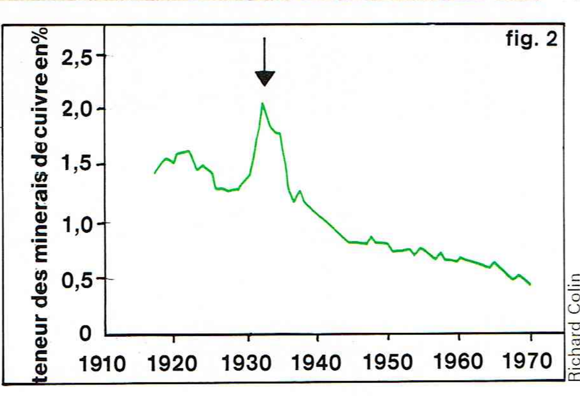
En ce qui concerne le cuivre, ce métal était extrait, au milieu du XIX[e] siècle, presque exclusivement de gisements du type « filons », et les teneurs signalées en France à cette époque étaient voisines de 8 %. Les dimensions de ces exploitations étaient décamétriques à hectométriques, au plus.

Au début du XX[e] siècle, les gisements présentaient encore couramment des teneurs de 2,5 à 3 % en cuivre. Actuellement, la teneur moyenne pondérée des minerais extraits dans le monde est voisine de 1,03 %, et la plupart des grands gisements — source de l'essentiel du cuivre produit — sont exploités non plus en mines souterraines,


Doc. Kennecott Copper corp-E./L.M.

▲ *La mine à ciel ouvert de Bingham (Utah, États-Unis) est la plus vaste du monde; son diamètre atteint 2 km et sa profondeur 800 m.*

▶ *Figure 2 : évolution de la teneur des minerais de cuivre extraits aux États-Unis; l'élévation des teneurs entre 1929 et 1933 est une conséquence directe de la crise économique (in Bailly, 1975, d'après documents U. S. B. M.).*



Richard Colin

mais en mines à ciel ouvert (« open pits » des auteurs de langue anglaise), le diamètre et la profondeur de ces vastes excavations en gradins étant de l'ordre du kilomètre.

Aux États-Unis, où pratiquement tous les gisements appartiennent au type « porphyry copper », les coûts d'exploitation sont assez bas pour que les accumulations de grande dimension, contenant 0,6 % de cuivre seulement, soient bénéficiaires.

Une mécanisation très poussée est la condition *sine qua non* de la rentabilité de telles opérations, pour éviter des frais de personnel prohibitifs. Dans une mine à ciel ouvert, où le minerai abattu est évacué par camions jusqu'à l'atelier de valorisation, les besoins en personnel de conduite diminuent au fur et à mesure de l'accroissement de la capacité de ces camions; cet accroissement est rapide : alors qu'il y a dix ans, les équipements les plus performants étaient des camions de 55-60 t de charge utile, le parc actuel des grands open pits comprend de plus en plus de véhicules de 150 t de capacité, et plus.

Amélioration des techniques de traitement des minerais

A toutes les époques de l'histoire minière, des minerais parfois riches n'ont pas été mis en exploitation, soit volontairement, parce qu'il n'existait pas de méthode satisfaisante et rentable pour les traiter et les réduire, soit inconsciemment, les mineurs ignorant la nature et les propriétés de certains minerais.

Une illustration typique de cette dernière situation est fournie par les mines de zinc des « Anciens ». Jusqu'à la fin du XIXe siècle, approximativement, le zinc ne fut extrait que des minerais oxydés (« calamines » des anciens auteurs); le sulfure de zinc (sphalérite = blende), qui est maintenant le principal minerai de ce métal, n'avait pas été alors reconnu comme tel, et, lorsqu'il apparaissait dans les produits extraits des mines, était rejeté avec le stérile dans les haldes.

Quelques exploitants miniers ont, ultérieurement, multiplié les réserves de leurs concessions, le jour où ils s'avisèrent que les haldes des exploitations anciennes étaient riches en sphalérite et pouvaient être reprises et traitées comme un minerai classique avec l'avantage que ce minerai était déjà extrait et concassé.

Si ce cas est devenu un exemple historique (les minéraux nouveaux découverts chaque année sont des raretés, aucun d'entre eux — et depuis assez longtemps — n'ayant d'intérêt économique), il n'en va pas de même pour ce qui concerne les méthodes de traitement de certains minerais. Dans le monde, de nombreuses accumulations métalliques restent inexploitées, faute qu'aient pu être développées des méthodes de valorisation techniquement efficaces, et satisfaisantes sur le plan économique. Cette situation est notamment celle de minéralisations polymétalliques finement disséminées, plus ou moins réfractaires aux procédés classiques d'enrichissement que l'on applique avec succès aux minerais moins complexes et de granulométrie plus grossière.

Ces minerais constituent alors des réserves conditionnelles, dont la mise en exploitation, et donc la transformation en réserves, sont suspendues à l'amélioration des procédés existants, ou à une innovation technologique.

Le massif de leucogranite d'Échassières (Allier) est un exemple typique d'accumulation polymétallique, d'un type non classique, actuellement inexploitée en raison des difficultés rencontrées au cours des essais de valorisation. Malgré l'existence de très importants tonnages d'une roche contenant de nombreux métaux rares (béryllium : 0,2 à 0,3 kg/t de roche; lithium : 6 à 12 kg/t; césium : 2 à 3 kg/t; rubidium : 8 kg/t; étain : 1,5 kg/t; tantale et niobium : 0,2 à 0,3 kg/t chacun; tungstène : 1 à 2 kg/t) et dont les constituants essentiels, quartz et feldspath, peuvent être utilisables, ce gisement reste potentiel, mais son passage en réserves exploitables peut être raisonnablement envisagé dans un avenir proche.

Il faut souligner que ce genre d'exploitation intégrée, qui permettrait une valorisation presque complète de la roche-minerai, concourrait à une meilleure gestion des ressources en matières premières minérales.

En manière de conclusion, on constatera que les réserves sont des grandeurs variables, caractérisées par la dynamique de leur renouvellement. Mais il faut noter que celui-ci est statistique, et n'a de réalité effective qu'au niveau de l'ensemble du globe.

Au niveau des districts miniers, des gisements s'épuisent, et ceux qui leur succèdent dans le temps peuvent être situés en d'autres régions et appartenir à des types métallogéniques différents : le renouvellement s'accompagne d'un glissement géographique et typologique pour la plupart des matières premières minérales.

Incidences de la situation politique des pays producteurs

On ne peut, enfin, passer sous silence l'influence des événements politiques sur la valeur pratique des réserves et la sécurité de leur utilisation : pour les sociétés minières, des minerais techniquement et économiquement exploitables perdent de leur intérêt si le pays qui les possède est politiquement instable, de tendance nationaliste ou en conflit plus ou moins ouvert avec ses voisins. « Les réserves de cuivre détenues par le Chili, par exemple — pays que l'on considérait il y a dix ans comme parmi les plus stables de l'Amérique du Sud — n'ont plus aujourd'hui, pour les pays occidentaux, la même valeur qu'à cette époque », remarquait très pertinemment C. Guillemin (1974).

En effet, les investissements qu'exigent les grands projets miniers sont très lourds, de l'ordre du milliard de francs; leur amortissement sera d'autant plus lent que la teneur des gisements sera moins élevée : huit à quinze ans, quelquefois plus, sont nécessaires pour rembourser les sommes initialement dépensées, avant l'obtention effective de bénéfices. Les sociétés minières hésitent donc à engager de tels fonds, pour le long terme, dans des pays où la sécurité des investissements ne serait pas assurée; elles se rabattent donc sur des gisements très riches, pour lesquels l'amortissement des investissements est plus rapide, ou sur des pays assurant la garantie des investissements étrangers.

C'est ainsi que, en dehors de tout problème d'extraction, de valorisation ou de commercialisation du minerai, les teneurs exigées pour que les responsables de sociétés minières décident d'investir dans la mise en valeur d'un gisement peuvent être dans un rapport de 1 à 10, selon que le pays d'implantation sera tenu pour politiquement très stable ou, au contraire, peu sûr.

Importance quantitative et longévité des ressources

Méthodes d'évaluation des ressources

L'évaluation des réserves d'une matière première minérale passe par la collecte et l'analyse des données propres à chaque gisement exploité ou exploitable : tonnage récupérable dans les conditions du moment, type de minerai, teneur.

Cela présente des difficultés, parfois insurmontables, provenant :

— du manque d'informations précises, pour certains pays et certaines substances (le montant des réserves de certaines d'entre elles est tenu secret dans quelques pays), auquel il faut remédier en se contentant d'estimations ;

— de la disparité des modalités de calcul des tonnages et des teneurs, due aux méthodes diverses de mesure des teneurs et tonnages et aux modèles géologiques et mathématiques utilisés pour l'interprétation des résultats ;

— de l'incertitude fondamentale quant au tonnage réellement récupérable dans un gisement en cours d'exploitation — et *a fortiori* non encore exploité — liée à la variabilité des conditions économiques.

Une bonne évaluation des réserves des matières premières minérales, exhaustive et critique, requiert donc un très important travail, surtout si l'on désire une ventilation des réserves par type de gisements et régions du globe.

L'estimation des ressources est un exercice encore plus périlleux, puisque, par définition, les caractéristiques des ressources sont mal connues géologiquement ou dépendent de phénomènes extrinsèques (économiques et technologiques).

Il faut donc faire la part, dans toute estimation quantitative des ressources :

— de l'incertitude géologique, en premier lieu ;

— de l'évolution future des facteurs économiques, technologiques, politiques, etc., qui prévaudront à une certaine échéance ;

— des hypothèses et conventions méthodologiques retenues ;

— de l'élément humain : tendance optimiste ou pessimiste des auteurs, qui se reflétera dans le choix des données et leur interprétation.

Montant des réserves et ressources globales

Les tonnages des différents types de ressources, pour les principaux métaux et quelques minerais non métalliques essentiels, ont été rassemblés dans le *tableau* II ; y figurent également les chiffres de production minière (pour l'année 1974) et les rapports réserves ou ressources/production minière, afin de mettre en relief la plus ou moins grande longévité de chacune des catégories de ressources.

Ce tableau nécessite quelques mises en garde :

— les tonnages de réserves et de ressources, établis à partir de sources d'information très diverses, n'ont pas la même fiabilité pour toutes les matières premières minérales concernées ; il faut tenir ces chiffres pour des ordres de grandeur, et non pour des quantités précises ;

— la production minière est croissante au fur et à mesure des années, d'une façon plus ou moins marquée et régulière selon les matières premières minérales, ce qui contribuerait à diminuer la longévité des réserves et ressources, par rapport aux chiffres indiqués dans ce tableau.

Ainsi, à raison de 3 % de croissance annuelle pour la production minière de plomb, les réserves actuelles n'auraient plus qu'une longévité de 25 ans, au lieu des 37 années citées. Pour la fluorite, dont la production minière augmente de 9 % par an, les réserves passeraient, alors, de 30 à 15 ans.

Mais la progression — bien connue — des productions se double d'un accroissement des réserves (phénomène souvent ignoré ou sous-estimé dans son ampleur) plus irrégulier (du fait des aléas de la prospection minière et

▼ *Tableau II : estimation des ressources identifiées à la fin de 1974, et des ressources totales (identifiées et non identifiées) pour les principales substances minérales (d'après* les Matières premières minérales, *collection Études de politique industrielle, publié en 1975 par le ministère de l'Industrie, du Commerce et de l'Artisanat, à la Documentation française).*

Tableau II
Estimation des ressources identifiées (à la fin de 1974) et des ressources totales (identifiées et non identifiées) pour les principales substances minérales (en millions de tonnes, sauf indications contraires)

Substances minérales	Production minière actuelle	Réserves	Longévité des réserves (en années)	Ressources identifiées	Longévité des ressources identifiées (en années)	Ressources hypothétiques et spéculatives (non identifiées)	Ressources totales estimées	Longévité des ressources totales estimées (en années)
Fer (1)	830	200 000	240	250 000	300	500 000	750 000	900
Aluminium (2)	13	3 000	230	4 000	300	1 000	5 000	385
Cuivre	7,5	320	42	350	47	600	950	126
Plomb	3,5	130	37	150	43	200	350	100
Zinc	5,7	230	40	250	44	300	550	96
Étain	0,22	10	45	20	91	15	35	150
Chrome (3)	6,5	1 300	200	1 500	230	1 000	2 500	385
Nickel	0,67	80	119	100	150	100	200	300
Cobalt	0,024	4	166	5	200	10	15	625
Manganèse (4)	20	4 000	200	5 000	250	10 000	15 000	750
Molybdène	0,06	5	83	6	100	5	11	183
Tungstène	0,04	1,4	35	1,5	38	1	2,5	62
Vanadium (5)	0,011	8	727	10	900	10	20	1 800
Antimoine	0,072	3	41	4	55	5	9	125
Bismuth (6)	4	150	37	200	50	100	300	75
Lithium	0,012	2	166	3	250	3	6	500
Niobium	0,606	10	1 666	15	2 500	20	35	5 830
Tantale (6)	1	75	75	100	100	10	20	200
Titane	2	400	200	500	250	1 000	1 500	750
Zirconium	0,4	25	62	30	75	30	60	150
Terres rares	0,025	5	200	7	280	5	12	480
Argent (6)	9,6	150	15	170	18	200	370	38
Or (6)	1,5	31	21	31	21	30	61	40
Mercure (6)	8,7	300	34	500	57	500	1 000	115
Uranium	0,02	0,9	45	1,5	75	1,5	3	150
Amiante	5	180	36	200	40	200	380	76
Barytine	4,2	150	35	200	48	100	300	64
Fluorine (7)	4,7	140	30	150	32	150	300	64
Phosphates	97	120 000	1 237	150 000	1 500	20 000	170 000	1 752

(1) Minerais (toutes teneurs).
(2) Dans les bauxites seulement.
(3) Minerai à 30-50 % de Cr_2O_3.
(4) Minerai à 30-50 % de Mn.
(5) Sous forme d'oxyde.
(6) Milliers de tonnes.
(7) Minerai à 50-55 % de CaF_2.

▶ *Page ci-contre, tableau IV : consommation* per capita *de quelques substances d'origine minérale, dans les grandes zones économiques du monde (d'après W. Malenbaum,* Materials Requirements abroad in the Year 2000, *1973, partiellement repris dans* les Matières premières minérales, *collection Études de politique industrielle, publié en 1975 par le ministère de l'Industrie, du Commerce et de l'Artisanat, à la Documentation française).*

des conditions économiques), mais qui reste du même ordre de grandeur que celui de la production (ou lui est, parfois même, très supérieur). H. Pélissonnier a ainsi montré, à partir de l'analyse des caractéristiques de 1 400 exploitations minières de cuivre dans le monde, qu'entre 1963 et 1972, la production minière cumulée depuis les origines était passée de 135 à 190 millions de tonnes (+ 41 %), et que les réserves mondiales avaient progressé de 92 % (263 millions de tonnes en 1963 et 510 en 1972). La méconnaissance du renouvellement et de la progression des réserves explique certaines conclusions particulièrement alarmistes du Club de Rome quant à l'épuisement des réserves.

A la production minière s'ajoute celle des métaux de deuxième fusion, provenant du retraitement des déchets (chutes de fabrication des industries) et des débris (métaux des biens de consommation obsolescents ou accidentés), qui contribue aussi à alimenter la demande. (En France, le recyclage couvre 30 % des besoins totaux en métal, pour le cuivre, 38 % pour le plomb, 30 % pour le zinc, 19 % pour l'étain.) Cet appoint diminue la ponction sur les gisements minéraux et améliore donc la longévité apparente des réserves.

Parmi les 29 substances répertoriées, on relèvera, d'une part, l'importance des réserves et des ressources pour l'aluminium, le fer et la plupart des métaux d'alliage, ainsi que pour les phosphates, et d'autre part, la faiblesse relative des réserves des principaux métaux non ferreux (cuivre, plomb, zinc, étain) et des métaux précieux (mercure et, surtout, or et argent, ce qui n'a rien d'étonnant pour ce dernier, très généralement lié métallogéniquement au groupe plomb-zinc et/ou au cuivre).

On notera aussi que les ressources non identifiées ne paraissent offrir qu'un appoint assez modeste, d'un ordre de grandeur voisin de celui des ressources identifiées (sauf pour le fer, le cuivre, le manganèse et le titane) ou même nettement inférieur. Cela refléterait la prudence des estimations de ces ressources, plutôt qu'une basse probabilité d'identifier des ressources nettement plus importantes que celles déjà reconnues. D'autres auteurs, utilisant des hypothèses différentes pour leurs estimations, ont d'ailleurs proposé des chiffres beaucoup plus élevés pour les ressources non identifiées.

En ce qui concerne les matériaux de carrière, il n'existe pas d'évaluation au niveau mondial des réserves — et *a fortiori* des ressources ; la question est, en pratique, sans objet, eu égard aux quantités considérables de ces roches dans tous les pays du monde (sauf rarissimes exceptions, pour des matériaux d'usages et de propriétés très particuliers).

Enfin, il ne faut pas perdre de vue que les chiffres globaux avancés pour les réserves et ressources mondiales recouvrent des disparités locales extrêmement marquées : ainsi, les réserves de niobium, de phosphates, etc., sont considérables et ne posent aucun problème au niveau mondial même à long terme, mais la France en est presque entièrement dépourvue (les questions d'approvisionnement de la France sont développées dans le dernier chapitre de cet exposé).

La question de l'épuisement des matières premières minérales

Il a déjà été souligné que de nouvelles réserves sont plus ou moins régulièrement identifiées, sous l'impulsion des travaux de prospection et de reconnaissance, et qu'il y a donc un remplacement statistique des réserves au fur et à mesure de leur utilisation. La longévité virtuelle des réserves (tonnage connu de réserves à un moment donné/production minière annuelle) se maintient, pour pratiquement toutes les matières premières, à une valeur assez stable au cours des années.

Il serait donc gravement erroné d'imaginer que, si les réserves actuelles de tel minerai ont par exemple une longévité de 30 ans, il y aura inéluctablement une pénurie physique à cette échéance. Bien des malentendus, et des argumentations sans fondement, procèdent de la méconnaissance de la dynamique des réserves.

En revanche, sur le plan des ressources totales, le problème se pose en termes très différents : les tonnages de métaux contenus dans l'ensemble des roches (et non pas seulement des gisements *stricto sensu*) de la croûte terrestre — jusqu'à un ou deux kilomètres de profondeur — (*tab.* III) assureraient la couverture des besoins de l'humanité pour plusieurs millions ou dizaines de millions d'années (même dans le cas d'une forte croissance exponentielle de la consommation). Ce genre d'argument, trop souvent mis en avant par des esprits optimistes pour démontrer l'inanité des risques de pénurie de matières premières minérales, passe sous silence tous les problèmes humains, technologiques, énergétiques et autres, certains insurmontables, que soulèverait la récupération des éléments ou des composés dispersés à très basse teneur dans les roches banales constituant l'essentiel de la croûte superficielle.

Il faut donc compter que les ressources en matières premières minérales sont limitées physiquement; des pénuries apparaîtront à très long terme, en premier lieu pour les quelques métaux et minerais métalliques dont les ressources estimées sont les plus faibles. L'échéance de raréfactions sensibles dépend, outre des ressources qui seront disponibles dans les décennies ou siècles à venir, de l'évolution de la consommation mondiale.

Celle-ci, historiquement, a été et reste en croissance exponentielle. Dans les pays fortement industrialisés, la progression de la démographie devient plus modérée, et certains indices révèlent que la consommation *per capita* tend à plafonner au fur et à mesure que le niveau de vie s'élève. La demande dans ces pays pourrait, dans l'avenir, ne progresser que très lentement. En revanche, dans tous les pays en voie de développement, si la demande actuelle est faible, son taux de croissance *per capita* est important, et l'inflation démographique ne fait que renforcer ce phénomène. Ce sont donc ces pays qui, en première analyse, détiennent la clef du problème de la raréfaction des disponibilités en matières premières minérales. Toute la question — sans réponse possible actuellement sans doute — est de savoir si à long terme ces pays atteindront ou non les niveaux de consommation en matières minérales des pays industrialisés (*tableaux* IV, V et VI).

Quelques auteurs ont émis l'hypothèse selon laquelle les disponibilités en matières premières minérales pourraient être limitées, non par l'insuffisance des ressources minières, mais par celle des ressources énergétiques. La consommation d'énergie exigée par l'extraction et la concentration des minerais, ramenée à la tonne de métal contenu, est inversement proportionnelle à la teneur de ces minerais (alors que la consommation pour la fusion des concentrés est peu variable, ou même décroissante, du fait de progrès techniques) ; les besoins énergétiques du secteur minier ne peuvent que croître dramatiquement au fur et à mesure que les teneurs d'exploitabilité chutent. Certains calculs préliminaires tendraient à démontrer le bien-fondé de cette hypothèse, en ce qui concerne les métaux dont les ressources sont très abondantes (les autres métaux risquant de se raréfier, à moindre échéance, par amenuisement des ressources avant même que des contraintes sévères n'affectent les disponibilités énergétiques [*tableau* VII]).

Selon un rapport du *Comité des ressources minérales et de l'environnement* de la National Academy of Sciences (États-Unis, 1975), il serait déraisonnable de penser que des minerais de cuivre de teneur inférieure à 0,1 % Cu puissent un jour faire l'objet d'une extraction minière,

▼ *Tableau III : quantité de métaux contenus dans les roches ignées et cristallophylliennes de l'écorce terrestre (1) et dans la mer (2) [d'après* Annales des Mines, *janvier 1971, p. 14].*

Tableau III	**dans l'écorce terrestre (1)**		**dans la mer (2)**		**Longévité apparente au rythme actuel de consommation (en millions d'années)**
Métaux	**Teneur (en grammes par tonne)**	**Tonnage virtuel (10^{12} tonnes)**	**Teneur (en grammes par tonne)**	**Tonnage virtuel (10^{12} tonnes)**	
Aluminium	81 300	15 000	0,1	0,14	1 500
Argent	0,1	0,02	0,4	0,56	65
Chrome	200	36	—	—	20
Cobalt	23	4,2	—	—	220
Cuivre	70	12,7	0,2	0,28	2
Étain	40	7	—	—	25
Fer	50 000	9 000	2	2,80	25
Manganèse	1 000	180	5	7	25
Mercure	0,5	0,1	0,03	0,04	15
Molybdène	15	2,7	0,5	0,7	50
Nickel	80	14,5	0,1	0,14	25
Or	0,005	0,001	0,004	0,006	3,5
Platine	0,005	0,001	—	—	9
Plomb	16	3	—	—	1
Tungstène	69	12,5	—	—	400
Uranium	4	0,8	1,5	0,2	100
Vanadium	150	27,5	0,3	0,04	2 500
Zinc	132	24	5	7	6

Tableau IV

Consommation *per capita* de quelques substances d'origine minérale dans les grandes zones économiques du monde (I : moyenne 1951-1955 ; II : moyenne 1966-1969)

Zones économiques	Acier brut (en tonnes) I	Acier brut (en tonnes) II	Cuivre raffiné (en kg) I	Cuivre raffiné (en kg) II	Aluminium vierge (en kg) I	Aluminium vierge (en kg) II	Zinc (en kg) I	Zinc (en kg) II	Fluorite (en kg) I	Fluorite (en kg) II
Europe occidentale (1)	0,16	0,33	3,68	5,69	1,93	5,41	2,38	3,65	0,85	2,35
Japon	0,07	0,49	1,12	6,46	0,46	5,78	0,99	4,90	0,27	4,10
États-Unis	0,56	0,66	7,97	9,30	7,46	16,87	5,28	5,96	3,15	5,52
Autres pays industrialisés à économie de marché (2)	0,22	0,34	3,87	5,91	2,16	5,31	2,79	4,27	1,75	3,37
Union soviétique	0,20	0,42	1,94	3,68	1,51	5,00	1,27	1,99	0,88	2,09
Europe orientale	0,20	0,28	1,15	2,51	0,69	4,08	1,06	2,84	0,28	0,88
Moyenne des pays industrialisés (A)	0,24	0,47	3,55	5,65	2,55	7,34	2,40	3,78	1,19	2,93
Afrique	0,01	0,01	0,03	0,04	0,005	0,06	0,004	0,02	—	0,01
Amérique latine	0,03	0,05	0,45	0,56	0,14	0,59	0,25	0,51	0,06	0,15
Asie communiste (4)	0,003	0,02	0,01	0,18	0,005	0,16	0,01	0,16	0,09	0,18
Autres pays d'Asie (3)	0,01	0,01	0,05	0,06	0,02	0,17	0,04	0,15	0,01	0,02
Moyenne des pays peu industrialisés (B)	0,095	0,018	0,072	0,20	0,025	0,15	0,045	0,17	0,043	0,090
Rapport (A)/(B)	25,3	26,2	49,3	36,7	104	37,7	53,3	22,2	27,7	32,6

(1) Y compris Espagne, Portugal, Grèce et Turquie.
(2) Australie, Canada, Nouvelle-Zélande, Israël, République d'Afrique du Sud.
(3) Non compris Israël, Japon, Mongolie, Corée du Nord, Chine, Viêt-Nam.
(4) Chine, Mongolie, Corée du Nord, Viêt-Nam.

▼ *Tableau V : comparaison de la consommation par habitant de quelques substances minérales dans les différentes régions du monde en l'an 2000.*

Tableau VI : comparaison des ressources totales (identifiées et non identifiées) pour quelques substances minérales avec les consommations cumulées jusqu'à l'an 2000 (tableaux V et VI d'après W. Malenbaum, Materials Requirements abroad in the Year 2000, *1973, cité dans* les Matières premières minérales, *collection* Études de politique industrielle, *publié en 1975 par le ministère de l'Industrie, du Commerce et de l'Artisanat, à la Documentation française).*

Tableau VII : coût énergétique du cuivre en fonction de la teneur du minerai, par tonne de métal contenu dans le concentré.

eu égard à des contraintes d'ordre minéralogique et énergétique.

Les espoirs, dans l'avenir, reposent donc sur :

— l'abaissement des teneurs d'exploitation (du moins jusqu'à un certain point, au-delà duquel il deviendrait physiquement très difficile de valoriser les minerais), qui ferait rentrer dans les réserves de vastes concentrations pauvres actuellement dédaignées ;

— la mise au point et le développement de méthodes d'extraction des métaux moins dispendieuses en énergie et plus efficaces, permettant de les récupérer dans des minerais très finement disséminés et pauvres (réfractaires aux techniques traditionnelles de traitement minéralurgique). La mise en solution d'éléments utiles dans des minerais en place ou foudroyés (lixiviation) peut être une voie prometteuse : elle a déjà donné d'intéressants résultats dans plusieurs grandes exploitations de cuivre et d'uranium, où des minerais normalement trop pauvres ont ainsi pu être valorisés ;

— la découverte de types de gisements non conventionnels, polymétalliques, dans lesquels l'intérêt de la récupération conjointe de nombreux métaux et minerais non métalliques compense le handicap de teneurs généralement basses.

Tableau V - Comparaison de la consommation par habitant de quelques substances minérales dans les zones économiques du monde en l'an 2000 (en kilogrammes)

Zones économiques	Acier	Aluminium	Cuivre	Zinc	Fluorite
États-Unis	890	52,25	14,63	9,41	13,59
Europe occidentale	710	20,24	10,50	6,83	7,59
Japon	1 450	45,86	21,40	13,19	19,11
U.R.S.S.	850	22,32	11,98	8,58	9,53
Europe de l'Est	610	17,47	7,84	3,92	6,94
Autres pays industrialisés à économie de marché (1)	680	13,87	5,41	5,92	3,46
Moyenne des pays industrialisés	834	27,33	11,14	7,19	9,26
Afrique	20	0,24	0,16	0,07	0,08
Asie (2)	30	0,50	0,22	0,31	0,06
Amérique latine	100	1,72	0,91	0,95	0,48
Chine (3)	60	0,79	0,63	0,54	0,52
Moyenne des pays en voie de développement	49	0,71	0,42	0,42	0,24
Moyenne mondiale	241	7,27	3,06	2,07	2,47
Rapport pays industrialisés/pays en voie de développement	17	38,5	26,5	17,1	38,5

(1) Australie, Canada, Nouvelle-Zélande, Afrique du Sud, Israël.
(2) Non compris Japon, Israël, Chine, Mongolie, Viêt-Nam et Corée du Nord.
(3) Chine, Mongolie, Corée du Nord, Viêt-Nam.

Tableau VII

Coût énergétique du cuivre en fonction de la teneur du minerai (par tonne de métal contenu dans le concentré)

Teneur en cuivre (en %)	Énergie consommée par l'extraction et le traitement du minerai (en kWh thermiques)
1,0	14 000
0,5	35 000
0,3	83 000

Tableau VI

Comparaison des ressources totales (identifiées et non identifiées) pour quelques substances minérales avec les consommations cumulées jusqu'en l'an 2000 (en millions de tonnes)

Estimations	Fer (minerai)	Aluminium	Cuivre	Zinc	Fluorite
Réserves en 1973	200 000	3 000	320	230	140
Ressources potentielles totales	750 000	5 000	950	550	300
Production en 1973	830	13	7,5	5,7	4,7
Production en 2000	2 000	46,7	19,7	13,5	15,87
Consommations cumulées jusqu'en 2000	36 500	708	305	248	253
Solde ressources	713 500	4 292	545	302	47
Nombre d'années de consommation 2000	356	92	27	22	3

Tableau VIII
Évolution du commerce extérieur des principales régions économico-politiques du monde entre 1968 et 1975 (en millions de dollars des États-Unis)

Ensembles de pays	Importations (c.i.f.) (I)	Exportations (f.o.b.) (E)	Solde (E-I)
Pays à économie de marché			
1968	179 400	168 700	— 10 700
1975	614 600	578 600	— 36 000
Pays en voie de développement			
1968	45 300	43 800	— 1 500
1975	188 600	211 400	+ 22 800
dont pays de l'O.P.E.P.			
1968	7 800	14 200	+ 6 400
1975	53 100	112 000	+ 58 900
dont autres pays			
1968	37 500	29 600	— 7 900
1975	135 500	99 400	— 36 100
Union soviétique + Europe orientale			
1968	25 100	25 200	+ 100
1974 (1)	70 900	65 500	— 5 400

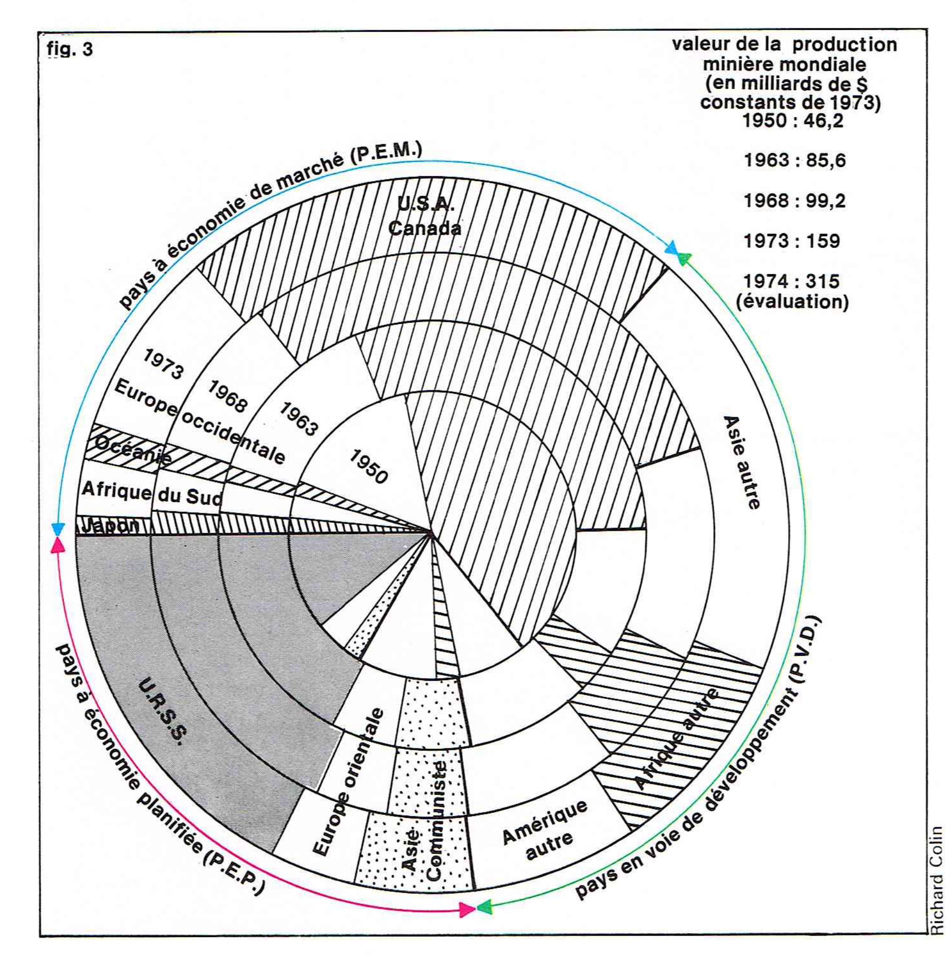
(1) Résultats du commerce extérieur non disponibles pour 1975.
c.i.f. : cost insurance & freight (coût assurance et prêt)
f.o.b. : free on board (rendu à bord)

Tableau IX
Production et consommation des substances minérales dans les trois ensembles du monde en 1973

Ensembles de pays	Production (1) (en %)	Consommation (2) (en %)	Population (en %)
Pays à économie de marché	42,6	69,8	19,8
Pays à économie planifiée	24,8	24	31,9
Pays en voie de développement	32,6	6,2	48,3

(1) Calculée en pourcentage de la production globale des minerais des six principaux métaux : fer, aluminium, cuivre, étain, plomb et zinc.
(2) Calculée en pourcentage de la consommation globale des six métaux précités.

▼ *Figure 3 : évolution entre 1950 et 1973 de l'importance relative des différentes zones dans la production de minerais et de substances énergétiques (d'après* Annales des Mines, *décembre 1975, p. 35).*



Les matières premières minérales dans les relations internationales

Il est maintenant habituel de répartir les États du monde en trois ensembles, en fonction de leur type de système économique et de leur degré de développement industriel (*tabl.* VIII) :

● *Pays à économie peu développée,* ou « pays en voie de développement », selon une expression bien établie, mais dont l'emploi, à propos de la plupart d'entre eux, relève d'un optimisme certain. En effet, si, entre 1968 et 1975, les exportations des pays en voie de développement autres que les membres de l'O.P.E.P. (Organisation des pays exportateurs de pétrole) ont progressé de 69,8 milliards de $ (+ 236 %), leurs importations se sont accrues de 98 milliards de $ (+ 261 %), portant ainsi le déficit du commerce extérieur de ces pays de 7,9 à 36,1 milliards de $ (+ 357 %). Sont classés parmi les pays en voie de développement tous les États : d'Afrique, sauf la république d'Afrique du Sud, d'Amérique centrale et méridionale, et d'Asie, à l'exception du Japon et des pays socialistes.

● *Pays industrialisés à économie libérale,* ou pays à économie de marché. Ce sont le Japon, les États-Unis et les 18 nations d'Europe occidentale et méditerranéenne (y compris la Yougoslavie), d'une part, et de l'autre, le Canada, l'Afrique du Sud, et les pays constituant l'Océanie. Les trois premiers secteurs ont une production de matières premières minérales insuffisante, très nettement pour le Japon et l'Europe, modérément pour les États-Unis, les trois autres étant des exportateurs nets.

● *Pays à économie planifiée :* l'Union soviétique et l'Europe orientale forment une première entité économique, la Chine populaire et les pays socialistes d'Asie en constituent plus ou moins nettement une seconde, parvenue à un développement moindre.

Cette classification peut paraître quelque peu abstraite : parmi les pays à économie planifiée, certains sont fortement industrialisés et d'autres fort peu, et les plus industrialisés des pays en voie de développement arrivent au niveau des pays européens à économie de marché les plus défavorisés : il y a un fossé bien plus marqué entre la Haute-Volta et le Nigeria qu'entre celui-ci et la Suède. Cependant, elle est assez commode, lorsqu'il s'agit de dresser les grandes lignes des relations internationales dans le domaine des échanges de matières premières.

Répartition régionale des productions et des consommations ; interdépendance des nations

Répartition actuelle et évolution

Quelques chiffres rendent compte de façon très expressive des places qu'occupent les trois grands ensembles précédemment définis. Ils ne concernent malheureusement que l'année 1968. Pour 1973, seuls des résultats partiels, concernant les six métaux principaux, sont disponibles (*tabl.* IX).

* Les pays en voie de développement rassemblent 48 % de la population mondiale sur 49,75 % de la superficie des terres. Pourtant, leur production de matières premières minérales (minerais métalliques et non métalliques seulement, à l'exclusion des matériaux de carrière) ne représente que 32 % en tonnage, et 26,4 % en valeur, de la production minérale mondiale ; quant à leur rôle de consommateurs, il est des plus minces : 6 % de la production mondiale (calculée au niveau des métaux bruts ou des minerais non métalliques concentrés), seulement, sont repris pour la satisfaction des besoins de ces pays.

Les pays à économie planifiée groupent près du tiers de la population mondiale (32 %) sur le quart des terres ; la présence de la Chine populaire dans cet ensemble rend compte de cette densité élevée. Leur production (24 % en tonnage, et 25,5 % en valeur) et leur consommation (25 %) se situent à des niveaux remarquablement voisins.

Les pays industrialisés à économie de marché, qui n'accueillent sur près du quart des terres (24,6 %) que 20,5 % des habitants de la planète, apparaissent bien comme les plus nantis en capacités d'extraction et d'utilisation : ils assurent 44 % en tonnage, et 48,1 % en valeur, de la production minérale mondiale, et interviennent pour 69 % dans la consommation. Cela implique une origine importée pour environ 36 % des besoins (en volume).

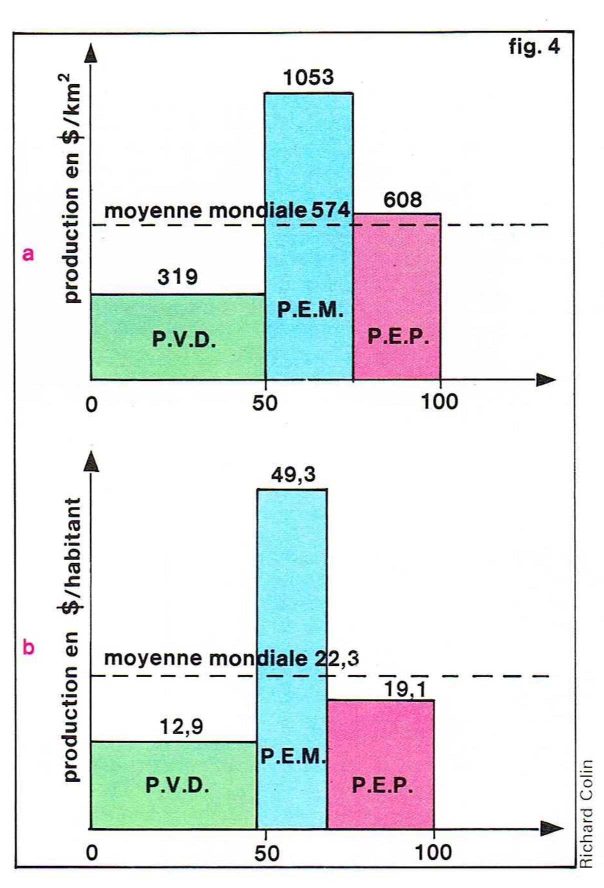
* L'évolution des positions relatives de ces trois ensembles, au cours du dernier quart de siècle, est instructive, en ce sens qu'elle va à l'encontre de bon nombre d'idées préconçues. Les pays en voie de développement ont assuré une part étonnamment stable, en pourcentage, de la production mondiale de matières premières minérales (31 à 32 % en tonnage), alors que l'on eût pu s'attendre à un progrès substantiel. Celui-ci a en fait été réalisé par les pays à économie planifiée, qui, de 1950 à 1963, ont hissé leur production de 14 % à 25 % de celle du monde, et il y a donc eu, concomitamment, un déclin relatif des pays occidentaux qui ont perdu au cours de cette période leur prééminence : leur part dans la production mondiale, en tonnage, est descendue de 55 % à 44 %. Depuis, le glissement relatif s'est atténué, et de l'examen des douze dernières années se dégage l'impression très nette d'un maintien des positions respectives acquises au milieu de la décennie 1960 (*fig.* 5).

Situation dans chaque ensemble et relations mutuelles

L'examen de ces chiffres appelle quelques remarques sur la situation de chacun des trois groupes de pays, et sur leurs relations mutuelles.

* Les pays à économie planifiée, globalement, ont réalisé un équilibre pratiquement parfait entre leur production et leurs besoins. Cet équilibre correspond à une situation effective d'autarcie — qui se justifie par des raisons historiques et politiques — et non à un nivellement statistique de structures de production et de consommation, qui seraient différentes pour chaque pays considéré séparément. Le bien-fondé de cette analyse est confirmé par la très faible participation des pays à économie planifée aux échanges internationaux de matières premières : dans la valeur totale des exportations des dix minerais métalliques et non métalliques principaux, réalisées dans le monde en 1970, les pays à économie planifiée n'intervenaient que pour 5 %.

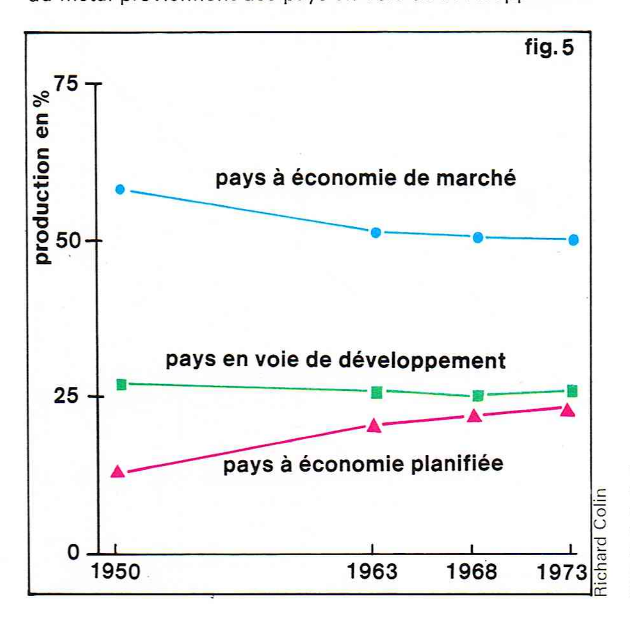
En revanche, et cela n'apparaît pas dans ces statistiques générales, il existe des échanges internes aux deux « entités » composant l'ensemble « pays à économie planifiée » : le flux de matières premières minérales est important de l'Union soviétique vers l'Europe orientale (déficitaire pour tous les métaux et minerais non métalliques majeurs, globalement) ; il est bien moindre entre la Chine et les pays socialistes d'Asie.



◄ Page ci-contre, à gauche, tableau VIII : évolution du commerce extérieur des principales régions économico-politiques du monde entre 1968 et 1975 (d'après les annuaires 1975 et 1976 du Comité professionnel du pétrole). Page ci-contre, à droite, tableau IX : production et consommation des substances minérales en 1973 dans les trois grands ensembles du monde (d'après Annales des Mines, décembre 1975, p. 52).

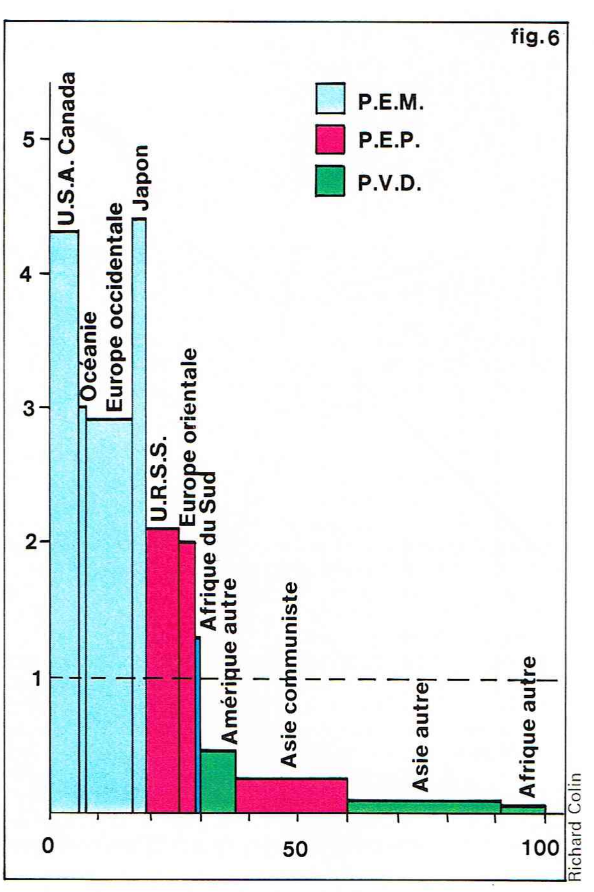
◄ *Figure 4 : production minière en dollars par kilomètre carré* (a) *et en dollars par habitant* (b) *dans les trois grands ensembles de pays, et moyenne mondiale en 1968 ; les largeurs des rectangles sont proportionnelles, respectivement, aux superficies et aux populations de ces ensembles de pays* (d'après Annales des Mines, *janvier 1975, p. 22).*

* Les pays à économie planifiée se trouvant pratiquement en circuit fermé, l'essentiel des relations internationales dans le domaine des matières premières minérales a pour protagonistes les pays à économie de marché et les pays en voie de développement. Mieux qu'en termes de consommateurs et de producteurs, ces deux ensembles se définissent en termes de possesseurs, respectivement, de capacités de transformation et de capacités d'exportation de minerais. Même lorsque les pays en voie de développement assurent la plus grande partie de l'extraction d'un minerai métallique, ils demeurent des producteurs très secondaires de métal. Seul l'étain fait exception à cette règle : 76 % du minerai et 64 % du métal proviennent des pays en voie de développement.



◄ *Figure 5 : évolution de la part relative de chacun des trois grands ensembles de pays dans la production de minerais* (d'après Annales des Mines, *décembre 1975).*

▶ *Figure 6 : consommation de métaux (calculée sur l'ensemble des six métaux principaux : Fe, Al, Cu, Pb, Zn, Sn) par habitant dans les différentes zones du monde. Chaque zone est représentée par une bande dont la largeur est proportionnelle à sa population et dont la hauteur est proportionnelle à sa consommation relative par habitant ; la surface de chaque bande est donc proportionnelle à la consommation globale de la zone (d'après* Annales des Mines, *décembre 1975, pp. 56-57, modifié).*



▶ *Tableau X : part des trois grands ensembles de pays dans les exportations mondiales des principaux minerais et métaux en 1970 ; on notera la prééminence générale des pays à économie de marché (P.E.M.), tant dans l'exportation des minerais que dans celle des métaux, et la très faible part des pays à économie planifiée (P.E.P.) dans les échanges mondiaux (d'après le document A/9544/Add. 1 du 3 avril 1974, établi par le secrétariat des Nations unies pour la VIe session extraordinaire, cité dans* Annales des Mines, *janvier 1975, p. 27).*

Tableau X
Part des trois grands ensembles de pays dans les exportations mondiales des principaux minerais et métaux en 1970

Minerais et métaux	Valeur des exportations mondiales (en milliards $)	P.V.D. (en %)	P.E.M. (en %)	P.E.P. (en %)
Aluminium				
bauxite	0,29	88	12	—
métal	2,44	5	84	11
Chrome				
minerai	0,10	22	37	41
Cuivre				
minerai	0,56	42	58	—
métal	5,62	44	54	2
Étain				
minerai	0,05	64	36	—
métal	0,60	77	23	—
Fer				
minerai	2,20	42	58	—
Manganèse				
minerai	0,15	51	34	15
Nickel				
minerai	0,48	24	76	—
métal	1,02	7	93	—
Plomb				
minerai	0,12	12	88	—
métal	0,40	11	84	5
Zinc				
minerai	0,25	14	86	—
métal	0,39	12	74	14
Engrais brut	0,45	43	22	35
Ensemble	15,12	33,7	61,8	4,5
dont { minerais	4,65	40,7	54,4	4,9
dont { métaux	10,47	30,6	65,0	4,4

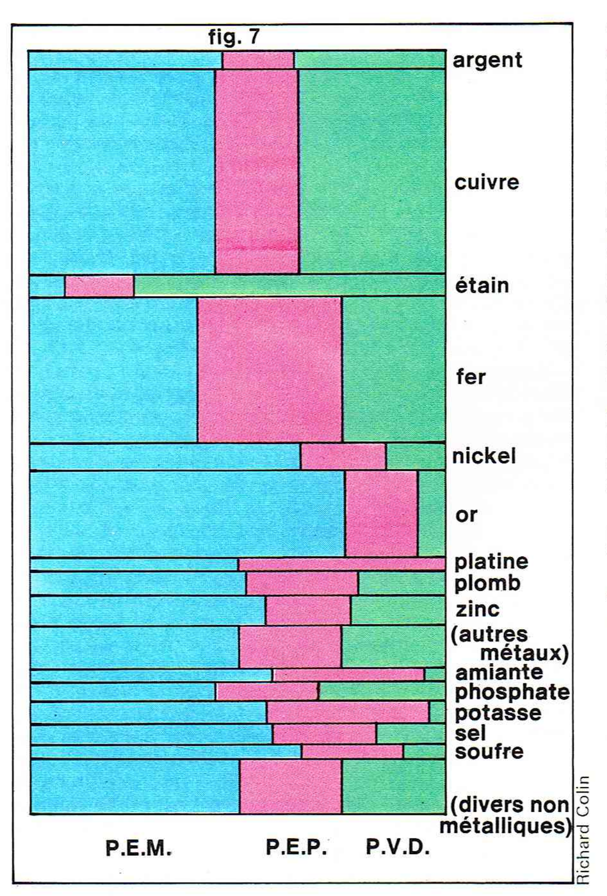
Il faut en premier lieu noter que les chiffres de consommation des pays à économie de marché se trouvent artificiellement gonflés, en ce sens que les statistiques de consommation portent sur des métaux bruts ou raffinés ou des minerais non métalliques préparés et incluent la partie qui en est utilisée pour produire des biens d'équipement et de consommation destinés à l'exportation. Corrélativement, les statistiques de consommation des pays en voie de développement sont sous-évaluées, puisqu'elles ne comprennent pas les produits métalliques importés sous forme élaborée. La disproportion des niveaux de consommation entre pays industriels et pays en voie de développement est donc moins marquée qu'il n'y paraît à l'examen des chiffres bruts.

Si les pays développés restent, globalement, les premiers producteurs de matières premières minérales — quoique cette prééminence ait considérablement décru dans les dernières décennies —, il existe de notables différences entre ces pays, considérés individuellement : la dépendance des États-Unis reste modeste, et l'ensemble Canada-États-Unis, uni par des liens économiques privilégiés, est autonome ou même exportateur pour beaucoup de matières premières ; l'Australie et l'Afrique du Sud sont globalement exportateurs, mais l'analyse de leur production et de leur consommation révèle des disparités : quelques grandes productions (fer, plomb-zinc, bauxite, etc., pour l'Australie, or, diamant, etc., pour l'Afrique du Sud) permettent de larges exportations, et de couvrir, et au-delà, les importations d'autres matières premières. Restent l'Europe occidentale et le Japon, très médiocrement pourvus, et qui doivent s'approvisionner à l'extérieur pour pratiquement toutes les matières premières. La situation de dépendance des pays industriels à économie de marché pourrait cependant s'améliorer, à moyen terme, ou tout au moins ne pas se dégrader davantage : la prospection et le développement miniers tendent depuis quelques années à se reporter davantage sur ces pays, qui garantissent mieux les capitaux investis que ne le font — ou ne seraient supposés le faire dans l'avenir — les pays en voie de développement à vocation minière, et qui deviennent de toute façon plus désireux d'obtenir sur leur territoire les ressources nécessaires à leur industrie. Cette réaction a pris corps, sans doute, à la suite de nationalisations avec compensation financière insuffisante de la part de certains États africains ou sud-américains.

★ En ce qui concerne les pays en voie de développement, la statistique globale indique clairement qu'ils arrivent, dans leur ensemble, assez loin derrière les pays développés à économie de marché, pour ce qui est de la production, tant en valeur qu'en tonnage. De plus, l'examen des statistiques d'exportation de minerais montre que les pays en voie de développement ne parviennent également qu'au second rang, avec 40,7 % des exportations mondiales pour 1970, contre 54,4 % pour le groupe des pays à économie de marché. Il faut donc faire justice à cette idée reçue, fort répandue, selon laquelle les pays en voie de développement seraient le « grenier à minerais du monde » (*tabl.* X).

A moyen terme, il ne semble guère probable qu'intervienne un renversement de cette situation ; les pays à économie de marché demeureront sans doute en tête, même compte tenu du fait que les pays en voie de développement ont davantage de réserves minérales (42 % du total mondial, tous minerais cumulés) que les pays développés à économie libérale (35 %) : cette répartition des réserves identifiées — parmi lesquelles se trouvent les futures mines des prochaines décennies — ne prend pas suffisamment en considération certaines conditions économiques et politiques, qui rendent moins attrayante la mise en exploitation des réserves lorsqu'elles sont situées dans des pays en voie de développement « instables » ou « politiquement peu sûrs » (il s'agit là d'une question de garantie des investissements).

Dans le détail des productions, substance par substance, la position secondaire des pays en voie de développement se confirme. Pour l'année 1973, le recensement des valeurs des productions par pays effectué par F. Callot (1975), concernant quarante-cinq minerais métalliques et non métalliques importants, fait apparaître que l'ensemble « pays en voie de développement » est prédominant pour neuf substances seulement : bauxites (45 %),



◀ *Figure 7 : part des trois grands ensembles de pays dans la production 1973 des divers minerais (en pourcentage pondéral) ; la hauteur de chaque tranche est proportionnelle à la valeur de la production mondiale pour la substance considérée (d'après* Annales des Mines, *décembre 1975, p. 45).*

minerais d'étain (75 %), d'antimoine (41 %), de cobalt (80 %), de niobium-tantale (84 %), chromite (40 %), phosphates (37,5 %), nitrates naturels (100 %) et diamants (53 %).

Il ne faudrait pas pour autant tenir le rôle des pays en voie de développement pour marginal : leur groupe constitue, pour les pays industrialisés importateurs, le principal fournisseur, avant les pays exportateurs à économie de marché comme le Canada, l'Australie et l'Afrique du Sud. Cette capacité d'exportation est considérable : 80 %, en valeur, de la production minière des pays en voie de développement sont tirés hors de ces pays, et les disponibilités en matières premières minérales ainsi mises sur les marchés sont le moteur de la croissance des grandes nations industrielles européennes et du Japon. En effet, cette croissance repose de plus en plus sur la transformation en produits manufacturés à haute valeur ajoutée de matières premières brutes ou peu élaborées (minerais, concentrés, ou métaux en lingots) importées.

Ce système pourrait être, partiellement au moins, modifié par le fait d'une orientation nouvelle des pays en voie de développement à vocation minière. Ceux-ci transforment peu eux-mêmes leurs minerais (à l'exception de l'étain) et leur capacité d'exportation reflète surtout leur sous-équipement en industries métallurgiques et de transformation, dans l'état actuel des choses. Une évolution se dessine nettement, dans le sens d'une prise en main par les pays miniers en voie de développement, non seulement des activités extractives qui s'effectuent sur leur territoire (question qui fait l'objet du chapitre suivant), mais aussi de la transformation des minerais produits : le désir d'exporter des produits plus élaborés, à valeur ajoutée rémunératrice, plutôt que des substances brutes à faible valeur, est général dans ces pays. Par l'application d'une telle politique d'équipement industriel, les pays en voie de développement entendent améliorer les termes de l'échange avec les pays industriels, en obtenant des ressources d'exportation plus importantes, et en remplaçant par des productions nationales certaines importations. Encore faut-il disposer des moyens de cette politique : des personnels techniques et d'encadrement, des investissements et achats d'équipements importants, des approvisionnements accrus en énergie — éventuellement dépendant de l'extérieur — etc., sont indispensables. Ces moyens peuvent sans doute être réunis, à plus ou moins proche échéance, et progressivement, par les pays en voie de développement les mieux dotés en matières premières minérales (ou énergétiques), qui reçoivent d'importants revenus de l'exportation de leurs productions. Ces pays sont donc susceptibles de parvenir, à terme, à un niveau de développement économique satisfaisant.

Malheureusement, pour la grande majorité d'entre eux, les pays en voie de développement ne possèdent pas de productions minières (ou énergétiques) assez importantes pour obtenir un solde positif du commerce extérieur, et l'expérience montre que l'exportation de produits agricoles — aléatoires en prix et en volume — ne fournit généralement pas des ressources suffisantes (il y a cependant quelques exceptions ; les Philippines, la Thaïlande, le Brésil, etc., enregistrent un solde positif du commerce extérieur grâce à des exportations agricoles : produits végétaux ou animaux à usage alimentaire ou industriel).

On assiste donc à une persistance du sous-développement, et à une paupérisation indubitable des pays les plus pauvres du tiers monde, qui ont été regroupés sous le nom de « quart monde », et dont les fragiles économies nationales sont constamment menacées par de nécessaires importations de produits énergétiques, de biens d'équipement, d'engrais, etc., augmentant en volume, suivant la croissance de la population, et en prix unitaire surtout.

Politique de contrôle des États miniers

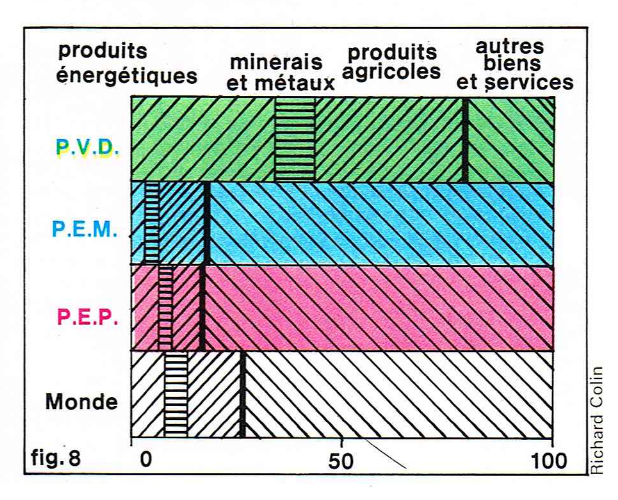
C'est au cours de la période 1950-60 qu'apparaît la question du contrôle de l'exploitation et de l'utilisation des ressources minières par les États producteurs, avec les deux premières nationalisations de groupes privés étrangers :

— 1951 : nationalisation des actifs de l'Anglo-Iranian (compagnie exploitant les gisements pétroliers d'Iran) par décision du cabinet Mossadegh ;

— 1952 : nationalisation par le gouvernement bolivien des mines d'étain, appartenant principalement au groupe Patino, qui fournissaient alors la majeure partie de la production mondiale.

Tableau XI
Taux de couverture de la consommation par la production dans les zones économiques du monde en 1973

Zones économiques	Production / Consommation × 100 (en %)
Europe occidentale	27
Japon	8
Europe orientale	45
États-Unis-Canada	91
Asie communiste	115
Afrique du Sud	200
U.R.S.S.	124
Asie autre	290
Océanie	550
Afrique autre	2 280
Amérique autre	430
P.E.M.	61
P.E.P.	103
P.V.D.	525



◀ *Tableau XI : taux de couverture de la consommation par la production dans les grandes zones économiques du monde en 1973 (calculée sur l'ensemble des six métaux principaux : Fe, Al, Cu, Pb, Zn, Sn) [d'après* Annales des Mines, *décembre 1975, p. 54].*
Figure 8 : importance relative des diverses matières premières dans les exportations de chacun des trois grands ensembles de pays, en 1970. La prépondérance des matières premières dans les exportations des P.V.D. s'oppose à celle des biens manufacturés et services dans les exportations des P.E.M. et P.E.P. (d'après Annales des Mines, *janvier 1975, p. 29).*

Ces mesures procédaient d'une volonté de ramener sous le contrôle de l'État l'exploitation des ressources minérales, afin de limiter l'emprise des intérêts étrangers, et de faire réintégrer à l'État les bénéfices résultant de l'extraction et de l'exportation de minerais. Cette politique sera très largement reprise — et affirmée comme l'un des éléments du développement national — par les anciennes colonies d'Afrique et d'Asie, après leur accession à l'indépendance : beaucoup de ces nouveaux pays s'assureront rapidement le contrôle plus ou moins strict et total des groupes miniers étrangers exploitant les gisements situés sur leur territoire. Cela explique peut-être que l'on associe souvent très étroitement procédure de nationalisation et accession à l'indépendance, alors que les nationalisations effectuées en Amérique latine (Bolivie, déjà citée, plus récemment Pérou et Chili) et les contrôles accrus décidés par l'Australie et le Canada sont le fait de pays depuis longtemps indépendants.

L'intervention des États peut revêtir des modalités extrêmement diversifiées, reflétant les disponibilités financières, l'idéologie politique et les préoccupations économiques des pays concernés ; on peut y définir en première analyse trois types :

— prise de participation dans le capital des groupes miniers ;

— création d'un monopole d'État pour la commercialisation ;

— nationalisation totale des actifs miniers.

Prise de participation

L'État rachète une partie des actions du ou des groupes miniers qui exercent leur activité minière et éventuellement métallurgique sur son territoire ; le droit d'extraire et de disposer de la production leur est conservé. Sa participation peut être minoritaire, mais est plus souvent paritaire (50 %) ou majoritaire. Cette procédure permet à l'État d'exercer son contrôle sur la gestion de son patrimoine minier, et de percevoir des bénéfices en tant qu'actionnaire, sans avoir à réaliser les opérations lui-même.

Dans certains cas, les capitaux nécessaires à la prise de participation sont d'origine privée, et non pas publique. Cela est rare dans les pays en voie de développement, où les individus ne possèdent qu'exceptionnellement des capitaux suffisants pour constituer un actionnariat privé — à moins encore que celui-ci n'existe pas pour des raisons de régime politique ; les participations privées sont cependant importantes dans quelques pays en voie de développement, parmi les plus riches : Brésil, Mexique, par exemple. En revanche, ce système de participation par capitaux privés est la règle en Australie, puisque des dispositions législatives imposent une présence majoritaire de capitaux locaux privés dans les filiales de groupes miniers étrangers installés en Australie.

Création d'un monopole commercial d'État

Dans ce cas, le contrôle de l'État s'effectue essentiellement en aval de l'exploitation minière, au stade de la vente des produits miniers bruts ou transformés : les sociétés exploitantes sont légalement obligées de céder leur production à un monopole d'État qui en assure seul la commercialisation et l'exportation, à des prix fixés par lui. L'État, possesseur des ressources, en délègue ainsi l'exploitation aux sociétés, tout en limitant leur droit à disposer des substances extraites, ce qui le dispense d'avoir à investir de lourdes sommes dans le rachat d'actifs miniers.

Ce système est beaucoup plus contraignant que la prise de participation ; des monopoles de ce type existent au Pérou, pour tous les minerais et métaux, au Maroc, pour les phosphates, au Canada, pour la potasse : dans le Saskatchewan, où se trouvent de vastes gisements de potasse, le gouvernement provincial a imposé aux producteurs des quotas et un prix plancher pour les exportations. Le Canada revient ainsi sur des dispositions nettement plus libérales, qui avaient été instaurées antérieurement pour favoriser les investissements dans l'exploitation minière et développer ses capacités de production.

Nationalisation des sociétés exploitantes étrangères

La nationalisation consiste en une acquisition par l'État de la majorité ou de la totalité des actifs miniers d'une ou de plusieurs compagnies privées, opérant sur son territoire ; parmi les plus importantes nationalisations survenues depuis 1960, on peut signaler celles qui ont concerné les mines de cuivre au Zaïre, puis au Chili, en Zambie et au Pérou, de bauxite en Guyana (ex-Guyane anglaise) et en Jamaïque, de phosphates au Togo, de fer en Mauritanie, au Venezuela et en Algérie, de manganèse au Gabon.

La nationalisation donne toujours lieu, en droit, au versement d'une indemnité financière équitable aux sociétés expropriées. Cependant, si aucun État n'a jamais dénié, jusqu'à présent, le droit à l'indemnisation, des artifices comptables (retenues de sommes pour bénéfices antérieurs excessifs, malgestion des ressources, par exemple) ont parfois été utilisés pour réduire la compensation due aux groupes nationalisés.

Dans les cas simples, les nationalisations débouchent assez rapidement sur l'obtention d'un « gentlemen agreement » entre les deux parties en présence, des contrats pouvant éventuellement maintenir les anciennes sociétés minières dans certains secteurs bien définis de leur activité antérieure ; c'est le cas du Zaïre, du Chili (première étape de la « chilianisation », à partir de 1954), de la Zambie.

En ce qui concerne cette dernière, par exemple, les négociations pour la nationalisation des mines de cuivre (1969) et de la mine de plomb-zinc de Broken Hill (1971) ont été menées à l'amiable et de façon rapide. L'État zambien n'a repris que 51 % des intérêts des groupes miniers privés (anglais, américains et sud-africains), lesquels sont restés contractuellement associés à lui, au sein d'une entreprise d'État, pour l'extraction, le traitement et la vente des minerais et métaux. A la différence du Zaïre, qui n'a pas encore pu régler le solde des indemnités dues à l'Union minière du Haut-Katanga après sa nationalisation en 1967, la Zambie a effectué de façon diligente les règlements prévus à titre de compensation (il est vrai que ceux-ci portaient sur des sommes bien moins importantes qu'au Zaïre).

Dans d'autres cas (Algérie, Pérou, Chili dans la deuxième phase de la nationalisation), il apparaît des situations de contentieux graves, entre un État trop radical dans ses exigences et des sociétés qui s'estiment lésées ou spoliées ; des actions judiciaires et diplomatiques peuvent être engagées, et le conflit déborde le cadre strict des deux parties en présence. Cependant, même dans les situations les plus difficiles, il y a toujours eu un compromis après des tractations plus ou moins laborieuses, obtenu par l'intervention indirecte ou ouverte d'organismes extérieurs, ou des gouvernements dont les compagnies sont ressortissantes.

Un exemple, parmi les plus marquants, de nationalisation avec conflit est celui des mines de cuivre chiliennes, sous la présidence de M. Allende. La « chilianisation », décidée dès 1964 et appliquée en 1970 sous la présidence de M. Frei, avait donné à l'État chilien, sans grands heurts, des participations minoritaires ou majoritaires dans les exploitations de cuivre appartenant aux trois groupes américains (Kennecott Copper Corporation, Anaconda, Cerro Corporation). En 1971, le nouveau régime décide une expropriation totale de ces compagnies qui seront indemnisées sur la base de la valeur comptable de leurs biens, corrigée par des retenues tenant compte de la vétusté des équipements, de la valeur ajoutée par l'État chilien depuis sa prise de participation, et surtout des « bénéfices antérieurs excessifs » des compagnies. La procédure entre celles-ci et l'État chilien s'engagea lorsque furent connus les montants de ces déductions, montants tels que les compagnies se trouvaient, en fin de compte, débitrices vis-à-vis du Chili. Ainsi, pour sa mine d'El Teniente, évaluée à 320 millions de $, la Kennecott était finalement redevable de 310 millions de $. Deux années plus tard, lors du renversement gouvernemental au Chili, le conflit demeurait entier ; la Kennecott avait engagé des actions judiciaires en vue d'obtenir la mise sous séquestre de cargaisons de cuivre chilien arrivées dans les ports des pays consommateurs, en manière de rétorsion, actions qui restaient en cours. L'intervention du gouvernement américain et des créanciers extérieurs du Chili a conduit en 1974 à un compromis, et il semble que le contentieux soit en cours de résolution : des accords d'indemnisation ont été conclus en effet entre les trois compagnies nationalisées et l'État chilien.

Ces difficultés expliquent le souci croissant qu'ont les compagnies minières de garantir leurs investissements à

l'étranger ; plusieurs tendances se manifestent, selon que ceux-ci vont être ou sont réalisés :

— report des investissements dans des pays plus « sûrs », en particulier et depuis plusieurs années le Canada et l'Australie. Mais ces pays, comme on l'a déjà signalé, ont resserré le contrôle sur l'exploitation de leurs ressources et deviennent eux aussi moins attrayants (le Canada a même procédé assez récemment, par l'intermédiaire d'une entreprise publique, à la prise en main d'actifs canadiens de la Texas Gulf, compagnie américaine spécialisée dans l'exploitation du soufre, pour limiter dans ce secteur de l'industrie minérale l'implantation des capitaux étrangers) ;

— intervention des compagnies exploitantes auprès des États dont elles dépendent juridiquement, afin que ceux-ci concluent, avec les États producteurs où travaillent ces compagnies, des protocoles intergouvernementaux de garantie des investissements et actifs miniers. Ce processus a été mis en application entre la France et certains des pays étrangers dont des ressources sont mises en valeur par des entreprises françaises ;

— souscription par quelques compagnies de polices d'assurance auprès d'organismes spécialisés, couvrant le risque de spoliation ou d'indemnisation partielle à la suite de nationalisations. Les groupes américains expropriés de leurs mines de cuivre au Chili ont ainsi reçu plusieurs dizaines de millions de $.

Les groupements de pays producteurs

La nationalisation des entreprises minières donne aux États producteurs le contrôle de l'extraction et de la commercialisation de leurs ressources, et leur assure des bénéfices, plus ou moins importants selon les cours des marchés internationaux, résultant de la vente des minerais ou métaux obtenus. Mais les États peuvent être désireux d'étendre leur emprise aux marchés eux-mêmes, en fixant les prix, afin de vendre dans les conditions les plus favorables pour eux.

Il est fort rare qu'un État isolé se trouve en position de force telle qu'il puisse imposer unilatéralement le prix de vente de ses matières premières ; le cas du Maroc, qui couvre près de la moitié des exportations mondiales de phosphates, a été assez exceptionnel à cet égard. En revanche, regroupés judicieusement, les pays producteurs peuvent être en mesure d'imposer leur volonté. Ces regroupements d'États producteurs sont qualifiés de cartels ou d'ententes, et ont été légitimés dans les documents adoptés lors de la VIe session spéciale de l'Organisation des Nations unies (1974), puis dans la charte des « Droits et Obligations des États », signée en décembre 1974 à l'O.N.U. Il est évident que certaines puissances industrielles eussent vivement souhaité que cette reconnaissance des cartels n'eût pas lieu. Mais il faut noter que la constitution d'ententes de pays producteurs avait été depuis longtemps précédée par celle d'ententes de producteurs privés, dans quelques secteurs des matières premières minérales et énergétiques dont ils régissaient la production, la transformation et/ou la commercialisation.

fig. 9

Richard Colin

▲ *Figure 9 : part des divers pays dans la production mondiale de minerais métalliques et non métalliques (en % de la valeur totale)* [*d'après* Annales des Mines, *décembre 1975, annexe II*].

Conditions de formation et objectifs des cartels

Une entente de producteurs a pour objectifs de contrôler le marché international des matières premières exportées et de fixer les prix à un niveau plus rémunérateur pour les États membres. Ceci ne peut être atteint qu'à trois conditions :

— que les pays membres du cartel aient ensemble, au plan des exportations, une position de force réelle. En pratique, il leur faut contrôler au moins la majorité des tonnages disponibles à l'exportation ;

— qu'une unité assez marquée existe entre ces pays, sur le plan des structures politiques et des motivations économiques, pour que les décisions prises le soient de façon coordonnée. Il va de soi que plus les producteurs sont nombreux et diversifiés dans un cartel, et plus les risques de dissensions sont importants ;

— que la substance faisant l'objet de l'entente ne soit pas susceptible d'être produite en remplacement à court terme par d'autres pays demeurant à l'extérieur du cartel.

Types de cartels

Cartels de pays en voie de développement

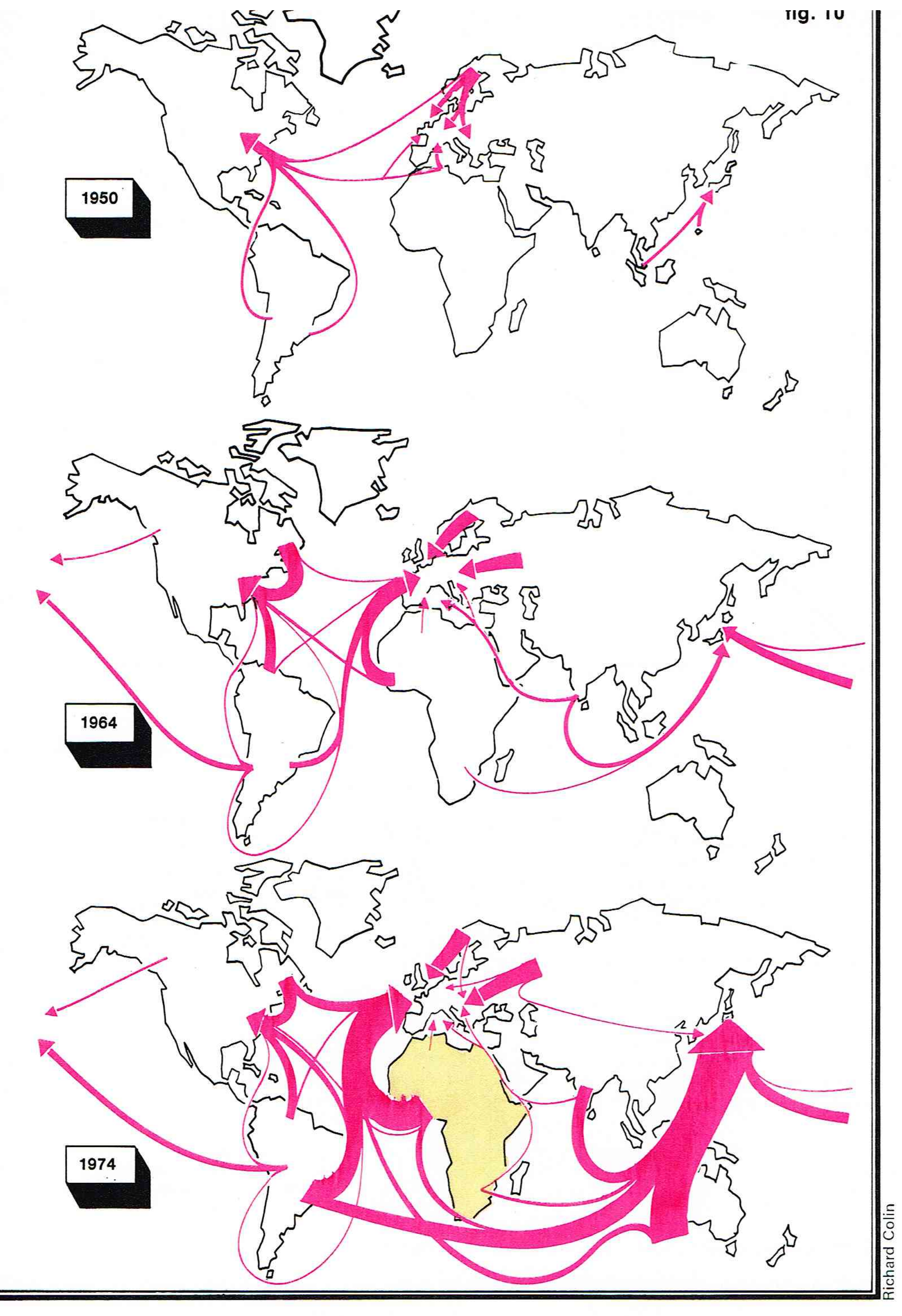
Seuls des pays en voie de développement font partie de l'entente ; leurs ressources proviennent essentiellement de la vente d'une substance dont ils entendent retirer un bénéfice important permettant le développement de leur économie nationale.

L'O.P.E.P. (Organisation des pays exportateurs de pétrole) est l'archétype de ce genre d'entente. Dans le domaine des minerais et métaux, un bon exemple est celui du C.I.P.E.C. (Conseil intergouvernemental des pays exportateurs de cuivre) qui regroupe le Chili, le Pérou, le Zaïre et la Zambie, soit les quatre principaux pays en voie de développement, producteurs de cuivre, qui assurent 35 % de la production et 60 % des exportations de ce métal dans le monde.



Camera Press - Parimage - Marion Kaplan

◀ *Une mine de cuivre à ciel ouvert à Kolwezi dans la province du Shaba au Zaïre ; le Zaïre appartient au Conseil intergouvernemental des pays exportateurs de cuivre (C. I. P. E. C.).*



▲ *Figure 10 : principaux courants d'exportation des minerais de fer dans le monde en 1950, 1964 et 1974 (d'après les rapports annuels de la L. K. A. B.).*

La création du C.I.P.E.C., en 1967, avait été motivée en grande partie par les effets désastreux, pour ces producteurs en particulier, de la profonde dépression des cours du cuivre en 1966 et au début de 1967, contre laquelle ils n'avaient, isolés, aucune possibilité d'action. Les statuts du C.I.P.E.C. mettent en relief la volonté des pays membres d'harmoniser leur politique et leurs plans de développements miniers, d'établir des conditions de marché qui leur soient plus favorables, et de coordonner leurs politiques commerciales. L'action du C.I.P.E.C. a permis de parvenir à certains de ces objectifs, grâce notamment à la cohésion entre ses membres, mais il reste des aspects négatifs : la proposition d'établir un prix plancher du cuivre n'a jamais pu être concrétisée, et les restrictions des ventes du C.I.P.E.C. n'ont pu enrayer véritablement la chute des cours à partir du deuxième semestre de 1974, consécutive au marasme économique des industries occidentales et japonaises.

Cartels mixtes

L'exemple en sera fourni par l'I.B.A. *(International Bauxite Association)* qui comprend, côte à côte, des pays en voie de développement : Jamaïque, Surinam, Guyana, Guinée et Sierra Leone, et deux pays développés : Yougoslavie et Australie, l'ensemble de ces sept pays intervenant pour 75 % dans la production de bauxite du monde non communiste (et pour 4 % seulement dans celle de l'aluminium). La France, producteur important (5e rang mondial) mais non exportateur, n'avait pas été invitée aux réunions de constitution de l'I.B.A., en 1973 (Belgrade) et mars 1974 (Conakry).

La faiblesse de l'I.B.A. découle de la disparité des préoccupations des producteurs, dont certains tirent l'essentiel de leurs ressources de l'exportation de la bauxite, alors que, pour d'autres, cette production n'est qu'accessoire et ne revêt pas d'importance vitale ; de la disparité des mesures prises individuellement par les producteurs avant, mais aussi après, la conférence de Belgrade vis-à-vis des compagnies exploitantes (imposition des bénéfices à 70 % en Guinée, taxe à l'exportation avec quota d'enlèvements en Jamaïque, prise de participation majoritaire en Australie, projet de nationalisation puis relèvement de la taxe à l'exportation en Guyana, etc.) ; et enfin, du fait que les pays producteurs dépendaient des compagnies traitantes pour les débouchés de la bauxite, faute de pouvoir investir les sommes considérables qu'aurait exigées l'installation de capacités de production d'aluminium suffisantes pour utiliser sur place la bauxite.

Un rapprochement entre les exportateurs de minerais de fer s'est amorcé en 1974, présentant bien des traits communs avec l'I.B.A. : la présence de trois pays développés grands producteurs (Australie, Canada, Suède) aux côtés de seize pays en voie de développement, et des divergences de conceptions entre les pays, quant aux mesures à adopter. Il semble que la sous-consommation de minerais de fer, due à la crise sidérurgique depuis 1975, ne place guère les producteurs en situation favorable pour augmenter fortement les prix.

Autres rapprochements en cours, évolution de la cartellisation

Six producteurs de mercure : Algérie (instigatrice de la réunion), Espagne, Italie, Turquie, Yougoslavie et Mexique, ont décidé en 1974 de relever le prix de leur production, mais cette décision n'a pu se concrétiser, eu égard à la mévente qui sévit pour ce métal. Les prix réellement pratiqués restent très inférieurs aux prix affichés. Mais un contrôle des tonnages mis sur le marché pourrait être décidé, pour soutenir les cours grâce à une diminution de l'offre.

Le regroupement intervenu en 1974 entre certains États et des sociétés privées, producteurs de tungstène, est un cas original. Le but recherché est, apparemment, de promouvoir une meilleure connaissance du marché, sans qu'il soit question (pour le moment !) d'une action autoritaire sur les prix.

La multiplication récente des ententes, notamment en 1974, pourrait laisser prévoir une généralisation de ce type de structure dans l'avenir. (D'autres cartels se constituent, certains avec difficulté, en ce qui concerne des matières premières non minérales, également.) Une cartellisation n'est pas exclue pour des productions minérales telles que le tungstène, l'antimoine, l'amiante, les terres rares, le cobalt, etc., d'autant plus que la Conférence des Nations unies sur le Commerce et le Développement offre son égide à des réunions de producteurs.

Mais le nombre de matières premières minérales pour lesquelles un ensemble homogène de producteurs pourrait imposer unilatéralement et efficacement ses décisions reste très limité. L'exemple de l'O.P.E.P. est, en ce sens, exceptionnel.

Prix et marchés des matières premières minérales

Les mécanismes de fixation des prix des matières premières minérales sont très divers, selon la nature des substances échangées, leur provenance, l'identité des vendeurs et des acheteurs : producteurs indépendants, groupes multinationaux, entreprises d'État, groupements d'importation, organismes d'import-export, courtiers.

Les marchés, qui sont l'expression concrète, sur le plan commercial, de ces mécanismes — et en reflètent donc la diversité —, se rattachent en première analyse à deux catégories bien distinctes par les modalités de leur fonctionnement : marchés « libres », animés par un grand

nombre de professionnels, où les prix fluctuent au jour le jour, marchés « fermés », qui ne concernent que des protagonistes relativement peu nombreux, et pour lesquels les prix, fixés contractuellement ou unilatéralement, sont stables à court ou moyen terme (quelques semaines à un an, en général). Le premier type correspond aux bourses des métaux, le second est représenté par les marchés dits oligopolistiques, captifs, et de gré à gré.

Les matières premières qui font l'objet de ces marchés ne sont pas échangées uniquement sous leur forme brute naturelle, bien au contraire; sauf pour les bauxites, les minerais de manganèse et de fer à haute teneur, et quelques minerais non métalliques, les transactions portent généralement sur des concentrés ou des métaux bruts ou affinés.

La teneur des minerais et concentrés et la pureté des métaux sont variables, et il en est tenu compte, évidemment, dans toutes les cotations, où sont répertoriés, selon les cas :

— des gammes de prix, chacun d'eux correspondant à une qualité de la substance ; pour l'amiante, par exemple, dix qualités (producteurs du Québec) sont cotées en fonction de la longueur des fibres, les prix s'échelonnant de 115 à 1 325 $ par tonne ;

— des prix par unité pondérale de métal ou d'oxyde contenu dans un concentré : les prix des concentrés de molybdénite (sulfure de molybdène) de la mine de Climax (aux États-Unis, la plus importante du monde) sont donnés en U.S. $ par livre anglaise de molybdène contenu, ce qui permet d'ajuster le prix de vente de la tonne de concentré en cas de variation de sa teneur;

— des prix par unité de tonne, pour certains minerais ou concentrés métalliques — l'unité de tonne équivaut à 1/100 de tonne : selon les pays, il s'agit de tonne métrique, de tonne longue de 1 016 kg (au Royaume-Uni surtout) ou de tonne courte de 907 kg (marchés américains) ; le prix d'une tonne d'un minerai est le produit de sa teneur en pour cent par le cours en $, £ ou F de l'unité de tonne : ainsi, un minerai de manganèse à 48 % Mn, coté 1,50 $/unité de tonne longue, vaudrait $1{,}50 \times 48 = 72$ $/tonne longue, soit environ 345 F/tonne métrique.

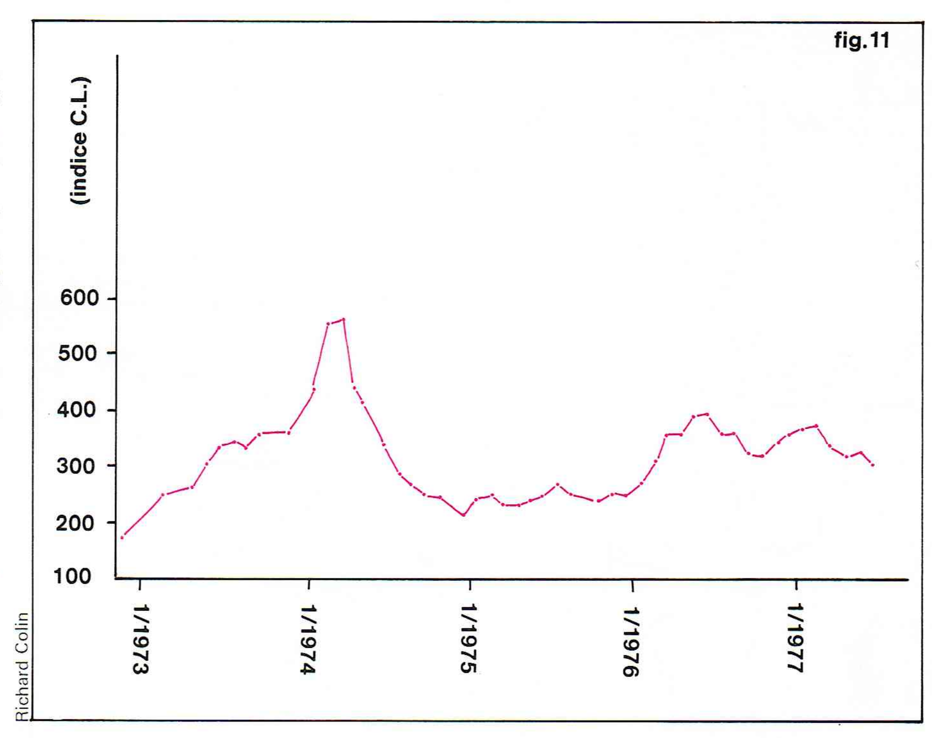
Il faut enfin noter que les prix auxquels sont négociées les matières premières dans le monde peuvent, selon les cas, inclure ou non les frais de livraison. Dans le premier cas, les prix sont dits c. a. f. (« coût, assurance et fret », par analogie avec l'abréviation anglaise c. i. f. : *cost, insurance & freight*) et comprennent donc, outre le prix de la marchandise elle-même, celui du transfert jusqu'au port de destination finale, assurance comprise. Dans le second, les prix sont qualifiés de f. o. b. (*free on board :* « rendu à bord »), et le prix convenu ne comporte, en sus de celui de la marchandise, que les frais d'acheminement du lieu de production au navire désigné par l'acquéreur. En règle générale, les statistiques du commerce extérieur d'un pays recensent en prix c. a. f. les matières premières importées, et en prix f. o. b. celles dont le pays est producteur.

Les types de marchés

Les marchés libres

L'exemple le plus typique en est le *London Metal Exchange* (bourse des métaux de Londres). Cette institution est, dans son fonctionnement, très comparable aux bourses des valeurs mobilières, en ce sens qu'il ne s'y traite généralement qu'une très petite fraction des quantités physiques de métal disponibles à la vente à un moment donné (de même qu'à la corbeille de la Bourse, l'ensemble des actions échangées journellement ne constitue qu'une part infime du capital des sociétés cotées) et que les ordres d'achat et de vente peuvent y être donnés au comptant : livraison le lendemain de l'opération (cette formule est assez peu usitée au L.M.E.), ou à terme : la livraison est différée, le délai maximal étant de trois mois. Seules sont publiées les cotations au comptant et à trois mois. En pratique, il n'y a pas toujours livraison effective du métal acheté au terme, qui peut être plus ou moins rapidement revendu sans qu'il ait, à un quelconque moment, transité chez son acquéreur.

Le marché d'étain de Penang (Malaisie) présente une caractéristique originale, par rapport aux bourses *stricto sensu :* les opérations, qui portent exclusivement sur l'étain métal (au titre de 99,9 %), n'y sont admises qu'au comptant; il y a donc enlèvement immédiat des stocks de métal acquis, mais eu égard aux délais du transport maritime de Malaisie vers les États-Unis et l'Europe (principaux consommateurs), la réception n'intervient que cinq ou six semaines après l'achat. Penang est aussi l'un des rares exemples de cotations de matières premières effectuées non sur une place financière internationale, mais sur le principal lieu de production mondial.



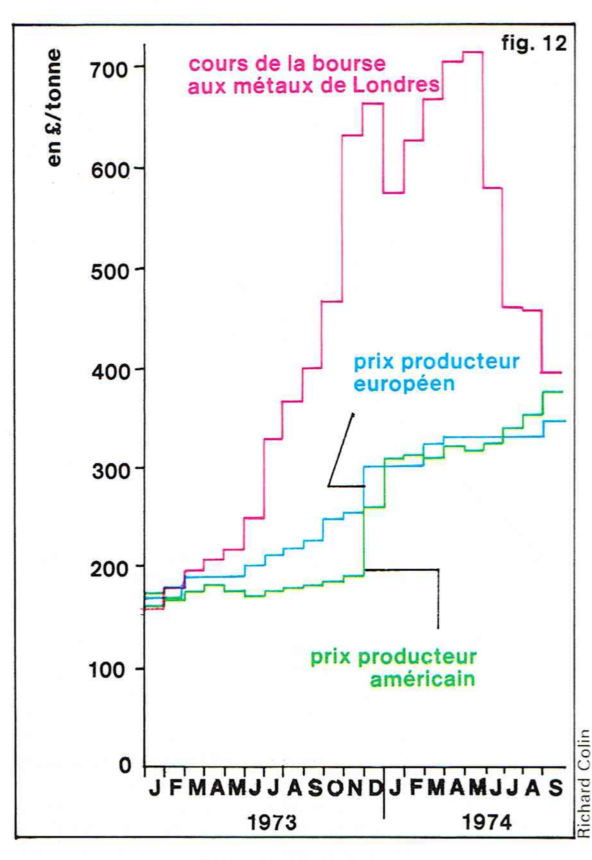
▲ *Figure 11 : évolution de l'indice mensuel des cours du cuivre à la bourse des métaux de Londres entre janvier 1973 et juillet 1977 (la base 100 équivaut au cours moyen de 1961).*

Le rôle du *London Metal Exchange* est de rendre compte, d'une façon centralisée, et au jour le jour, des prix auxquels les quatre principaux métaux non ferreux (cuivre, étain, plomb, zinc) sont offerts et recherchés. Ces prix reflètent donc à tout moment les fluctuations à très court terme du marché international, et constituent une référence pour la plupart des contrats d'échange de ces métaux dans le monde (sauf aux États-Unis), qui utilisent les cours du L.M.E. comme base d'indexation. Par ailleurs, le L.M.E. permet aux industriels transformateurs de métaux d'ajuster le prix d'acquisition des lingots et le prix de vente des produits transformés, grâce à des achats effectués à un terme judicieusement choisi. En effet, les produits métallurgiques sont souvent négociés à un prix indexé sur le cours du L.M.E. au jour de la vente; il suffit alors à l'industriel, si la durée de fabrication d'une livraison complète est de deux mois, d'acheter le métal brut à deux mois de terme pour se prémunir contre toute distorsion des prix d'achat et de vente, et maintenir un écart rémunérateur.

Ces remarques sur le L.M.E., qui pourraient s'appliquer aussi bien aux bourses des métaux en général, pourraient laisser supposer que leur rôle essentiel est de régulariser les marchés métalliques. Cela n'est que très peu vérifié : comme à la corbeille des valeurs mobilières, bon nombre d'opérations réalisées au terme sont purement spéculatives; cette présence de capitaux spéculatifs est cependant nécessaire, au moins en partie, pour maintenir l'équilibre financier entre les ventes et les achats journaliers, les quantités concernées étant souvent fort éloignées l'une de l'autre, surtout en période de tension sur les marchés.

En pratique, ce caractère fortement spéculatif fait que les cours subissent, d'un jour sur l'autre, des variations très vives et aléatoires, génératrices de graves désordres sur les marchés des métaux cotés (et, par contrecoup, sur ceux des autres matières premières et produits métalliques indexés sur les cours boursiers). Les opérateurs anticipent en effet toujours sur l'évolution des cotations, et cela ne peut qu'en amplifier la tendance à la hausse ou à la baisse. Cela rend compte d'ailleurs de certains écarts, parfois considérables, existant entre les cotations du L.M.E. et les prix producteurs d'un même métal (on appelle prix producteurs les prix auxquels les fondeurs de

▶ ***Figure 12 :** évolution mensuelle des prix du marché du zinc en 1973 et 1974; noter la hausse des cours à la bourse des métaux de Londres dès le deuxième semestre 1973, lorsque le prix des producteurs américains était bloqué (d'après* Annales des Mines, *janvier 1975, p. 42).*



non-ferreux vendent effectivement leur production de métal). Les cotations du zinc ont récemment fourni un exemple de ces distorsions, à la fin de 1973 et au début de 1974, les cours au L.M.E. s'élevant au-delà du double des cours des producteurs américain et européen (*fig.* 12).

Cette instabilité quasi permanente à court et moyen terme des prix boursiers est préjudiciable aussi bien aux producteurs de minerais et de métaux qu'aux industriels utilisateurs : elle contrecarre la réalisation des programmes d'investissement des exploitants miniers; elle empêche les transformateurs de métaux de déterminer des prix fermes pour leurs productions à moyen terme; enfin, et surtout, elle a des conséquences parfois catastrophiques sur l'économie nationale des États producteurs de minerais, lorsque ceux-ci en tirent l'essentiel de leurs revenus d'exportation (ainsi, la part des minerais et métaux dans l'ensemble des exportations est, en valeur, de 97 % pour la Zambie, 86 % pour le Chili, 72 % au Zaïre, trois producteurs exportateurs majeurs de cuivre, de 55 % pour la Jamaïque, second producteur mondial de bauxite, etc.). En période de dépression des cours, la valeur des exportations chutant, ces pays doivent, ou réduire leurs achats de biens d'équipement, ou recourir à l'emprunt. Dans un cas comme dans l'autre, cela est préjudiciable à leur développement.

La stabilisation du pouvoir d'achat des recettes d'exportation est une des revendications essentielles des pays en voie de développement, producteurs de matières premières.

Ainsi, bien que les marchés libres ne concernent directement qu'une fraction très marginale des échanges de matières premières métalliques, ils ont une action indirecte fort importante sur les économies nationales.

Les marchés de gré à gré

Ils se caractérisent par des prix librement négociés entre les partenaires concernés — producteurs miniers et consommateurs industriels —, dans le cadre de contrats à moyen terme (le plus souvent d'une durée d'un an, parfois davantage). L'originalité de ce système réside donc dans ce mécanisme bipartite, concerté, d'établissement des termes de l'échange.

Les avantages du marché de gré à gré sont évidents, pour les deux parties :

— producteurs et consommateurs n'ont pas à pâtir des incertitudes pesant sur le niveau des cours des bourses ni des opérations spéculatives;

— les producteurs sont assurés de prix rémunérateurs, et d'enlèvements fermes et réguliers : ils disposent donc ainsi de revenus d'exportation déterminés dans le temps, ce qui permet de suivre des programmes d'investissement à moyen terme et de favoriser le développement économique de ces pays;

— les clients ont une garantie de fait, sinon de droit, contre toute hausse brutale et immodérée des prix, qui placerait *ipso facto* le producteur prenant l'initiative d'une telle mesure en situation non concurrentielle vis-à-vis des autres exportateurs;

— enfin, en cas de modification drastique des conditions économiques, des clauses de révision permettent d'adapter les termes des contrats en cours.

Pour que ce type d'accord puisse se réaliser, et fonctionner de façon satisfaisante, quelques conditions doivent être réunies :

— producteurs peu nombreux, sans prédominance marquée de l'un d'eux,

— acheteurs peu nombreux également,

— existence de bonnes relations entre ces partenaires,

— connaissance précise de l'offre et de la demande, et de l'évolution de la consommation et des capacités de production.

Ces conditions sont en même temps la source potentielle d'une certaine fragilité de l'équilibre — entre les producteurs eux-mêmes, et entre ceux-ci et leurs clients — nécessaire au maintien de ces accords de gré à gré. En effet, que le nombre des partenaires augmente, et la diversité des intérêts particuliers en cause fera de même, très vraisemblablement, d'où des risques de dissension accrus lors de la négociation des contrats. *A contrario,* si l'un des producteurs, ou des utilisateurs, arrivait à se trouver en nette position de force vis-à-vis des autres partenaires, la tentation serait grande pour lui d'imposer des conditions d'échange satisfaisant exclusivement ses intérêts propres : le marché acquerrait alors une structure oligopolistique.

Le commerce international des minerais de manganèse, qui est régi par des contrats (généralement annuels) de gré à gré, en constitue un exemple typique. Six pays : Union soviétique, République sud-africaine, Gabon, Brésil, Australie et Inde, réalisent près de 95 % de la production mondiale, mais les cinq derniers, seulement, sont des exportateurs importants, responsables de l'approvisionnement de l'ensemble du monde non communiste (soit une demande annuelle moyenne de l'ordre de 12 millions de tonnes). Quatre importateurs : États-Unis, Japon, République fédérale d'Allemagne et France (c'est-à-dire les quatre « grands » de la sidérurgie) absorbent les 2/3 du minerai disponible. La production de fonte Spiegel et de ferromanganèse (utilisatrice de 85 % du minerai, en tonnage, le solde étant livré à la chimie : sels, oxyde pour accumulateurs électriques secs) y est concentrée entre les mains de quelques grands groupes industriels, et les acheteurs sont donc peu nombreux (ce nombre est d'autant plus restreint que les utilisateurs de minerais peuvent se regrouper, c'est le cas notamment en France, et faire négocier au mieux par un intermédiaire unique les contrats d'approvisionnement nécessaires à l'ensemble de la profession).

En pratique, le producteur unique gabonais (Compagnie minière de l'Ogooué) et le groupe sidérurgique allemand Thyssen jouent le rôle de chefs de file pour la fixation contractuelle des prix des livraisons, dont le niveau sert de référence pour la négociation des autres contrats, y compris de minerais non gabonais.

Les écarts de prix entre les différents marchés restent modestes; ceux que l'on constate sur la tonne de minerai marchand sont à imputer essentiellement à des inégalités de teneur (le minerai est payé à l'unité de tonne de manganèse), et de distance de transport maritime (les prix de base sont f.o.b. Pointe Noire).

Les marchés oligopolistiques

Ces marchés sont entièrement dépendants, tant en ce qui concerne le niveau des prix que l'ampleur des livraisons, de la politique unilatéralement imposée par une société minière puissante et, en règle générale, intégrée verticalement (c'est-à-dire procédant elle-même à l'extraction, à la concentration et à la fusion du minerai, à l'affinage du métal et parfois à l'élaboration de demi-

produits), politique sur laquelle s'aligne celle des autres producteurs, très peu nombreux et d'importance plus ou moins subordonnée.

Malkin et Sarbib (1975) notent que « les raisons d'une telle situation (...) peuvent tenir à l'avance technologique qu'une entreprise a acquise par rapport à ses concurrentes. La rente qu'elle détient de ce fait lui permet d'abaisser ses prix, tout en les maintenant à un niveau rémunérateur, de façon à éliminer ses concurrents moins favorisés. La même situation peut se présenter lorsqu'une société exploite des gisements sensiblement plus riches ou plus faciles à traiter, ou lorsqu'elle a, à sa disposition, un marché vaste et protégé lui permettant de se développer à l'abri de la concurrence ».

Les matières premières minérales dont les structures de production et de vente suivent ce schéma sont assez rares; il est en effet peu commun que l'essentiel des réserves d'une substance donnée ne soit réparti qu'entre quelques gisements majeurs, détenus par un, deux ou trois groupes miniers. On peut citer comme marchés oligopolistiques :

— *le marché du molybdène,* dominé par la compagnie américaine AMAX, qui exploite en particulier l'énorme porphyre molybdifère de Climax, Colorado (minéralisation analogue au type « porphyre cuprifère », mais dans laquelle le cuivre est subordonné par rapport au molybdène). Le minerai a une teneur de 0,18 % Mo, ce qui est considérable, et des réserves qui ne le sont pas moins : l'exploitation est un modèle de valorisation complète d'une « roche-minerai », puisqu'on y récupère aussi des concentrés de tungstène, d'étain, de cuivre, de zinc, de divers minerais non métalliques, etc. AMAX, qui fournit à elle seule près du tiers de la production mondiale et plus de la moitié de celle des États-Unis, a l'initiative totale de la fixation des prix;

— *le marché du platine,* contrôlé par la société sud-africaine Rustenburg Platinum Mines, détentrice des seuls gisements importants à platine dominant du monde occidental. Les autres groupes miniers : Impala Platinum et Western Platinum (filiale de Falconbridge) en Afrique du Sud, et au Canada INCO, Falconbridge et Sheritt Gordon, n'ont qu'une place secondaire. La république d'Afrique du Sud et l'Union soviétique (qui exploite surtout des placers) se répartissent 91 % de l'extraction mondiale de platine, mais la première est de loin le principal exportateur;

— *le marché du nickel,* dont trois groupes d'envergure internationale se partagent l'extraction dans le monde occidental : INCO (= *International Nickel Company,* qui assure 50 % des ventes mondiales de nickel pur), et Falconbridge qui exploitent au Canada des minerais sulfurés, et la Société métallurgique le Nickel-S.L.N., qui utilise les minerais silicatés de Nouvelle-Calédonie (et reste le premier producteur mondial de ferronickel, cet alliage étant obtenu directement au terme du traitement pyrométallurgique du minerai silicaté garniéritique).

Ce dernier exemple est le plus typique. L'INCO, bien qu'apparue après la S.L.N., s'est rapidement développée grâce aux particularités du minerai de Sudbury : valorisation facile, teneur assez élevée, présence de coproduits aisément récupérables et rémunérateurs (cuivre, argent et platine en particulier), et à sa politique financière et commerciale, consistant à fixer les prix à un niveau tel que l'entreprise dégage de substantiels bénéfices (pour l'exercice 1973, 230 millions de $ can. de bénéfices, pour un chiffre d'affaires de 1 milliard de $ can.) permettant un autofinancement à 100 % des investissements, mais que la mise en valeur de nouveaux gisements, dont l'exploitation pourrait concurrencer l'INCO, reste non rentable. Sur ce dernier point, l'INCO a partiellement échoué — puisque la société Falconbridge a réussi à s'implanter fortement sur le marché du nickel — mais elle reste maître de la fixation des prix pour l'ensemble des ventes de ce métal dans le monde.

Ce système, parfaitement conforme aux intérêts du producteur majeur, présente divers inconvénients, en particulier une incertitude, pour les acheteurs, quant à l'évolution à moyen terme des prix, l'initiative de toute révision appartenant à l'INCO : à des périodes de stabilité parfois longues, peuvent succéder coup sur coup des hausses importantes, un risque de blocage de la recherche, et surtout du développement de nouvelles ressources; en revanche, les utilisateurs ont une garantie de fait que tout relèvement exorbitant de prix par l'INCO est exclu, car les producteurs concurrents pourraient, en n'appliquant pas — ou en n'appliquant que partiellement — cette hausse, renforcer facilement leur position sur les marchés internationaux, aux dépens de l'INCO (cela est encore plus vérifié dans le cas inverse : relèvement de prix par les producteurs secondaires, non suivi par l'INCO).

Les marchés captifs

Une matière première minérale fait l'objet d'un marché qualifié de captif lorsque les transactions la concernant s'effectuent entre des sociétés filiales d'un même holding, à un prix de cession fixé par celui-ci (dit « prix d'ordre »). (On entend par *holding* toute société — privée ou d'État, selon l'origine des capitaux — qui détient tout ou partie des actions d'autres sociétés, effectue les opérations financières relatives à ces filiales, et en dirige l'activité).

Les marchés captifs ne concernent pas exclusivement des matières minérales brutes; ils régissent souvent tous les échanges intervenant dans une filière minérale, du minerai au produit fini métallurgique. Typiquement, un holding minier sera constitué d'un certain nombre de filiales, engagées chacune dans une activité spécifique : les unes assurent l'extraction minière et vendent le minerai ou le concentré à d'autres, qui produisent le métal brut et le rétrocèdent, encore plus en aval de la filière, aux filiales effectuant la transformation; dans certains cas, cette intégration s'étend jusqu'à la commercialisation des produits finis auprès des utilisateurs finals (intégration dite « verticale »), et à plusieurs filières minérales.

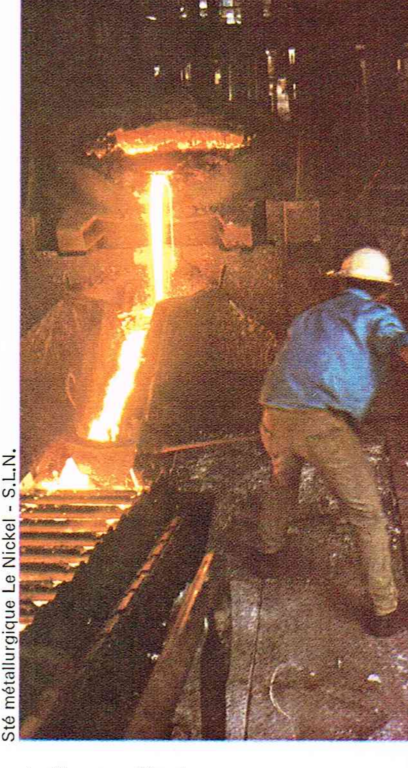
La production de l'aluminium consommé en France — avec toutes les opérations préalables que cela suppose — est ainsi sous le contrôle d'un holding d'envergure internationale (Péchiney-Ugine-Kuhlmann).

De même, pratiquement tout le commerce du métal utilisé hors des pays à économie planifiée est assuré par six grands groupes, qui possèdent les 3/4 des capacités de production d'aluminium.

La large extension de ces holdings, internationale (dispersion des actifs dans de nombreux pays) et industrielle (contrôle d'activités minières, industrielles et commerciales diversifiées), leur donne une certaine insensibilité vis-à-vis de conditions économiques défavorables, soit locales : alourdissement de la fiscalité imposée par les pays producteurs aux sociétés exploitant sur leur territoire, nationalisation d'actifs miniers étrangers, dépression de l'économie dans un pays, etc.; soit sectorielles : marasme commercial pour tel ou tel produit, élévation des coûts opératoires dans une activité donnée, etc. En effet, lorsqu'une filiale locale ou un secteur industriel se trouve en difficulté, cela ne compromet généralement que fort peu l'activité générale du groupe.

Les transactions s'effectuant à prix d'ordre, de façon interne aux holdings, il n'y a pas de marché libre, ni de cotisations internationales pour la bauxite et l'alumine. Pour l'aluminium en lingots, il existe un marché libre, animé par quelques opérateurs indépendants, mais son importance financière et quantitative est négligeable, trop faible pour constituer une référence internationale.

Les holdings ont tout avantage à fixer à des niveaux artificiellement et arbitrairement bas les prix d'ordre de la bauxite et de l'alumine. En 1972, par exemple, la bauxite



Sté métallurgique Le Nickel - S.L.N.

▲ ***Une coulée de ferronickel en lingotières à l'usine S.L.N. de Doniambo en Nouvelle-Calédonie; trois grands groupes, la Société métallurgique Le Nickel - S. L. N., INCO et Falconbridge, assurent la quasi-totalité de l'extraction du nickel dans le monde occidental.***

▼ ***Une mine de bauxite à ciel ouvert aux Baux-de-Provence (Bouches-du-Rhône); la production de l'aluminium consommé en France (avec toutes les opérations préalables d'extraction et de transformation du minerai) est sous le contrôle d'un holding d'envergure internationale, Péchiney-Ugine-Kuhlmann.***



Doc. P.U.K.

▶ *Le dégagement des morts-terrains et l'extraction des phosphates par dragline dans une mine à ciel ouvert de la compagie des phosphates de Taïba, au Sénégal.*

exportée par le producteur français majeur était vendue environ 62 F/tonne f.o.b., alors que le prix d'ordre de la même bauxite pour les producteurs d'alumine du groupe était de 30 F/t. Lorsqu'il s'agit de rétrocéder la production de bauxite d'une filiale exploitante à une filiale utilisatrice, cette politique de prix d'ordre bas permet de réduire le chiffre d'affaires et les bénéfices de la filiale productrice, et, conséquence logique, de diminuer la somme due au Trésor au titre de l'imposition sur les bénéfices des entreprises. De plus, si la cession se fait à destination de l'étranger, le montant des taxes à l'exportation est lui aussi moins élevé, puisque calculé également *ad valorem*.

Cela est à l'origine de l'une des principales critiques que le système suscite de la part des pays sur le territoire desquels s'effectue l'extraction de minerais vendus à prix d'ordre; ils estiment que l'appropriation des ressources minérales n'est pas, dans ces conditions, justement rémunératrice pour eux. Pour y remédier, la Jamaïque, par exemple, a mis en place une taxation calculée au prorata du tonnage exporté, et indexée sur le prix de vente de l'aluminium produit par les compagnies exploitantes, américaines en l'occurrence.


M. Renaudeau - TOP

Variabilité et évolution des prix

Fluctuations de prix et régulation des marchés

On a noté, dans les développements précédents, que les prix des matières premières minérales subissaient, sur les divers marchés intérieurs et internationaux, des variations rapides, à court terme, dont l'ampleur vers la hausse ou la baisse pouvait être importante.

Les causes de ces fluctuations sont multiples, et, selon les cas, correspondent à des déséquilibres physiques, réels ou provoqués, des marchés, ou découlent d'interventions politiques, de décisions des producteurs, ou de manœuvres spéculatives.

Des phénomènes d'autorégulation, tenant à la structure même de certains marchés, ainsi que des actions gouvernementales et des accords internationaux de stabilisation, limitent plus ou moins efficacement l'amplitude de ces fluctuations.

Causes et limites des fluctuations

* *Sur les marchés non libres*, les fluctuations ressenties trouvent le plus souvent leur origine dans des décisions unilatérales des sociétés exploitantes ou des gouvernements des États producteurs.

Les hausses de prix peuvent être justifiées par :

● Le besoin de réajuster les prix de vente d'une matière première ou d'un métal, après une élévation des coûts de production. Une entreprise affectée par une majoration des charges salariales, ou du prix de l'électricité qu'elle consomme pour l'extraction du minerai et son traitement, est amenée à brève échéance à relever ses prix de vente, pour préserver une marge normale de profit. Ce relèvement ne peut cependant dépasser un certain seuil, sous peine pour l'entreprise de ne plus être en position concurrentielle vis-à-vis d'autres producteurs, non confrontés à un relèvement de leurs coûts de production.

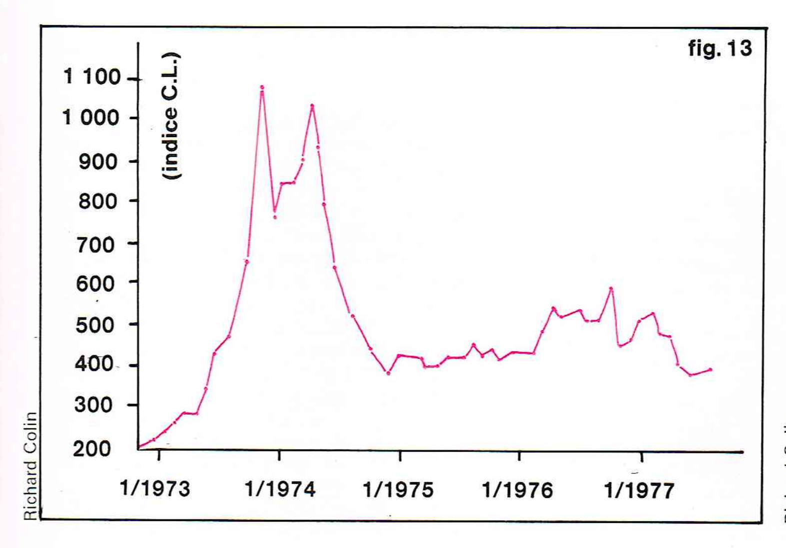
● La volonté d'un État exportateur de maintenir le « pouvoir d'achat » des matières premières minérales qu'il cède en contrepartie de devises affaiblies par l'inflation et/ou la dévaluation. Cet argument a été avancé par les ministres de l'O.P.E.P. (Organisation des pays exportateurs de pétrole) pour rendre compte des augmentations successives des prix de cession du brut, payé en dollars, et par le Maroc, lors du triplement des prix des phosphates naturels décidé à la fin de 1973 (première étape d'une série de hausses qui a porté le prix f.o.b. de 14 $/t, en 1973, à 68 $/t en janvier 1975). Dans cet exemple, on relève que la tonne de phosphate était vendue en 1952 14,2$, soit à un prix courant identique à celui de 1973, alors que la monnaie américaine s'était fortement dépréciée en vingt ans, et que les prix des produits manufacturés vendus par les nations industrielles avaient, eux, progressé à peu près parallèlement à l'inflation. La multiplication brutale du prix des phosphates ne faisait, en pratique, que ramener celui-ci à son niveau de 1950, en dollars constants. Cette *dégradation des termes de l'échange*, maintes fois constatée par les producteurs exportateurs de matières premières, et désignée par eux comme la cause essentielle des difficultés de leur développement, est à l'origine de la plupart des redressements de prix décidés isolément (cas du Maroc) ou conjointement (dans le cas de cartels constitués) depuis 1973.

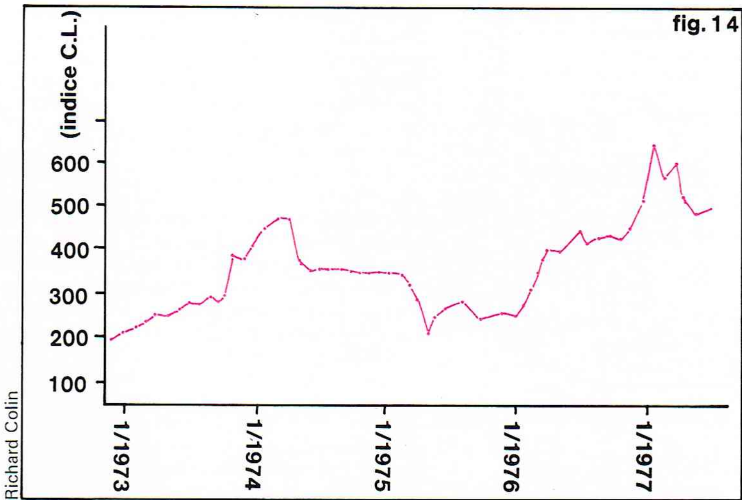
● Le désir des États en voie de développement de tirer davantage profit de leurs richesses minières, exploitées et exportées par des tiers (groupes miniers étrangers). Ces États ne sont pas tous propriétaires et opérateurs des installations d'extraction, de traitement et d'expédition de leurs minerais, comme l'est le Maroc, par l'intermédiaire de l'Office chérifien des phosphates, entreprise à capitaux publics. Ils sont donc conduits à augmenter l'imposition fiscale et douanière frappant les sociétés exploitantes, et il est bien évident que celles-ci tendent à répercuter ces charges dans leurs prix de vente, autant que faire se peut.

Il faut en effet souligner que toute hausse, qu'elle soit le fait de sociétés privées ou d'États, a des limites intrinsèques. Un producteur qui déciderait une hausse importante de ses tarifs, sans avoir une position très largement prépondérante sur le marché international, s'exposerait à une chute sensible et rapide de ses ventes, les acheteurs se reportant sur ses concurrents pour la satisfaction de leurs approvisionnements. Si les hausses se produisent à l'initiative d'un groupe de producteurs, contrôlant l'essentiel de l'offre mondiale d'une substance, c'est alors le phénomène des substitutions qui entre naturellement en jeu, dès que le niveau des prix de cette substance vient à dépasser celui d'autres produits, disponibles en suffisance et rendant les mêmes services. C'est ainsi qu'en conserverie alimentaire, le conditionnement en boîtes d'aluminium se développe aux dépens du classique conditionnement en fer étamé. Cependant, ce mécanisme, qui implique des transformations de l'équipement des industries utilisatrices, ne peut intervenir immédiatement après un renversement des coûts relatifs de matériaux concurrents.

Cette restriction à la hausse ne s'applique évidemment qu'à certaines matières premières. Pour toutes celles qui sont strictement irremplaçables dans leur(s) usage(s), les producteurs n'ont pas à craindre un tel glissement des utilisations. Sans insister sur l'exemple du pétrole (qui sera encore, pour quelques décennies au moins, la source principale d'énergie, et restera l'irremplaçable matière première dans la plupart des branches de la chimie organique), on peut citer les phosphates et la potasse (engrais simples et composés, dont le monde consomme des tonnages en rapide croissance), les métaux de la mine de platine (élaboration de catalyseurs chimiques), le bismuth (préparations pharmaceutiques), la fluorite (synthèse de l'acide fluorhydrique, intermédiaire obligé pour l'enrichissement de l'uranium en phase gazeuse UF_6), etc.

Dans les deux cas — augmentation de prix isolée suivie de report sur d'autres fournisseurs, ou concertée, avec substitution partielle entre substances —, les producteurs sont donc souvent obligés de revenir à des niveaux de prix plus attractifs. Même le Maroc, fort pourtant de sa position de premier exportateur mondial, et dont la décision d'augmenter les prix avait été suivie par les autres exportateurs, a dû diminuer en 1975 ses prix de





▲ *Figure 13 : évolution de l'indice mensuel des cours du zinc, à la bourse des métaux de Londres, entre janvier 1973 et juillet 1977.*
Figure 14 : évolution de l'indice mensuel des cours du plomb à la bourse des métaux de Londres entre janvier 1973 et juillet 1977 (pour ces deux figures, la base 100 équivaut au cours moyen de 1961).

30 % (rabais officiel), contraint à cela par la faiblesse de la demande phosphatière (les revenus agricoles, qui ont été fort médiocres ces dernières années, ne permettaient pas de payer des importations croissantes de phosphate aux prix affichés).

Cette politique de rabais, rarement appliquée par un État producteur majeur d'une matière première, est par contre d'usage assez courant de la part de sociétés productrices confrontées à une demande affaiblie. Ces sociétés, notamment dans le cadre des marchés oligopolistiques, diminuent leurs prix officiels ou consentent des ristournes sur des enlèvements importants, afin de placer leur production au maximum et d'éviter ainsi des mises en stock trop importantes — qui sont improductives et coûteuses — ou des réductions de l'activité minière.

* *Sur les marchés libres,* la plupart des fluctuations procèdent de l'inadéquation de l'offre vis-à-vis de la demande, et de comportements spéculatifs.

La condition nécessaire, mais non suffisante, d'une relative stabilité des prix des matières premières minérales sur les marchés est, en effet, la réalisation et le maintien d'un certain équilibre entre les capacités de production, qui déterminent l'offre et la demande des utilisateurs intermédiaires et finals.

Si un décalage apparaît, dans le sens d'un excès de demande par rapport à l'offre, il se manifeste une tension des marchés, génératrice de hausses de prix; dans le cas contraire : offre supérieure à la demande, les marchés connaissent une dépression plus ou moins intense, d'où une décroissance ou même un effondrement des prix. Ces hausses ou baisses portent en elles-mêmes leurs propres mécanismes régulateurs : des prix devenant excessifs dissuadent certains acheteurs, et la demande tend à retomber; des prix bas incitent les utilisateurs — et les spéculateurs — à effectuer des achats, ce qui contribue à redresser le marché.

Tous ces mécanismes sont étroitement interdépendants, mais l'action de chacun d'eux est décalée de façon variable dans le temps, par rapport aux sollicitations initiales. A l'échelle de quelques mois ou d'une année, ces marchés présentent donc des oscillations d'ampleur aléatoire, traduisant l'alternance de périodes de demande excédentaire et de demande faible vis-à-vis de l'offre.

Ces déséquilibres sont essentiellement créés par la variabilité de la demande des utilisateurs finals, difficilement prévisible, et qui conditionne pourtant les besoins des utilisateurs intermédiaires transformateurs de métaux, et par l'inélasticité de l'offre, qui va grandissant. Cette inélasticité (on utilise également le terme de « rigidité ») de l'offre trouve son origine dans la convergence de plusieurs phénomènes; parmi les plus déterminants, il faut citer :

— la tendance au gigantisme et à la mécanisation du secteur des industries minérales (mines, fonderies, cimenteries, etc.), d'où une prépondérance croissante des frais fixes (amortissements et frais financiers) dans les prix de revient. Les gestionnaires tentent donc d'augmenter les taux de charge, en rapprochant la production réelle de la capacité de production théorique; ces entreprises travaillent ainsi avec une marge d'adaptation aux aléas du marché très réduite;

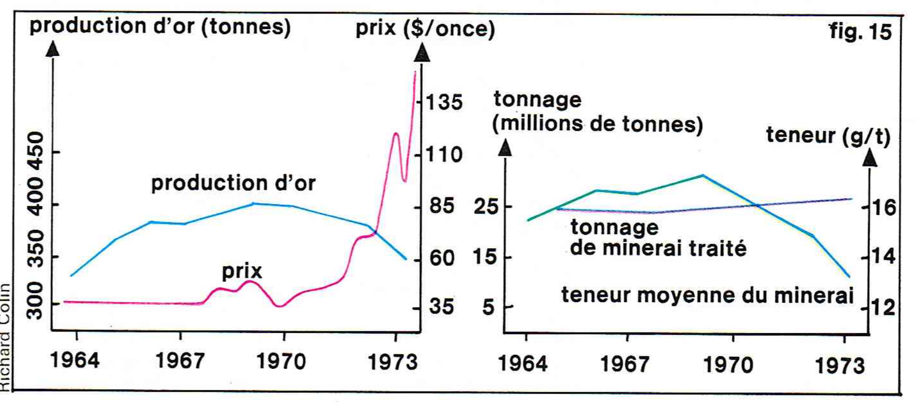
— la diminution des stocks de matières premières des entreprises, qui est justifiée par la nécessité d'éliminer ces immobilisations de capitaux que représentent les stocks, mais qui va à l'encontre d'une lutte contre la rigidité du système industriel;

— le comportement de certains groupes miniers ou métallurgiques, lorsque les marchés se trouvent fortement dégradés par des surproductions persistantes : les entreprises décident l'arrêt d'ateliers à coût marginal élevé, et/ou renoncent à des projets d'extension et à certains investissements de modernisation; elles diminuent ainsi les coûts opérationnels et les charges, et s'accommodent mieux des bas prix de vente provoqués par la faiblesse de la demande. Mais cela pèse lourdement sur la rigidité de l'offre future, lorsque le marché revient en état plus équilibré : la non-réalisation des investissements prévus peut créer alors une insuffisance des capacités de production face à une demande redevenue normale.

Dans de telles conditions de rigidité, il suffit par exemple qu'une grève de longue durée paralyse une ou plusieurs mines importantes pour que, l'offre s'effondrant, les prix s'emballent : les autres entreprises, travaillant plus ou moins à la limite de leur capacité théorique, sont alors incapables de fournir rapidement le surcroît de production qui aurait été nécessaire à la constance de l'offre.

Il faut enfin ne pas méconnaître les réactions spécifiques des exploitants miniers à des fluctuations du prix des métaux, réactions qui vont généralement dans le sens d'un renforcement de ces fluctuations : si les cours montent (offre insuffisante), des panneaux de minerai plus pauvre, jusque-là délaissés, deviennent rentables et sont mis en exploitation; la capacité des installations de traitement du minerai restant ce qu'elle est, la production de concentrés, et donc de métal contenu, chute; inversement, en période de bas prix (demande faible), les exploitants ont intérêt à concentrer l'activité sur les zones les plus riches des gisements, d'où une production métallique accrue, si le tonnage de minerai traité n'est pas volontairement diminué.

▼ *Figure 15 : influence du prix de l'or sur l'activité du groupe minier sud-africain « Anglo-American »; depuis 1969, l'augmentation du prix de l'or (courbe rouge) a permis un abaissement de 22 % de la teneur d'exploitation (courbe verte) entraînant une diminution de 12 % de la production (courbe bleue) malgré une augmentation de 10 % des tonnages traités (courbe violette)* [*d'après* Annales des Mines, *janvier 1975, p. 44*].



▶ ***Figure 16 :* évolution mensuelle des cours du cuivre à la bourse des métaux de Londres et du prix des producteurs américains en 1973 et 1974 (d'après** Annales des Mines, ***janvier 1975, p. 50).***

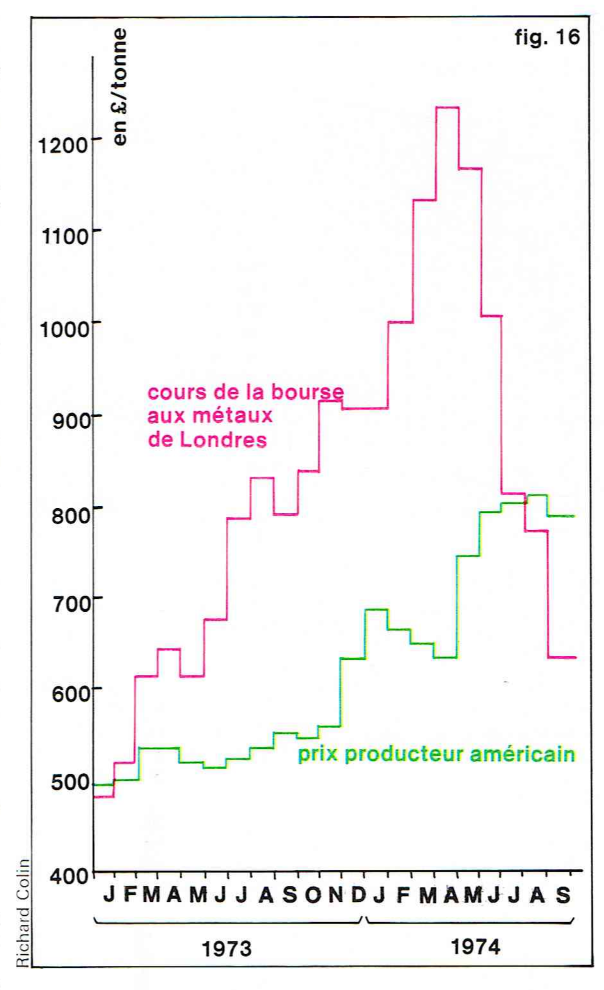
* *Spéculation.* A ces fluctuations, liées à l'évolution de la conjoncture, et à l'analyse que les producteurs font de cette conjoncture, de leur position de force mutuelle, et de leurs intérêts économiques et politiques, se superposent les effets, beaucoup plus pernicieux à bien des égards, de manœuvres spéculatives.

La spéculation à la hausse ou à la baisse sur les métaux cotés en bourse est guidée, bien sûr, par la tendance que montre à tout moment le marché, mais aussi et surtout par l'interprétation de « rumeurs » et d'informations (qui seront ultérieurement vérifiées, ou se révéleront parfaitement controuvées !) circulant dans les milieux boursiers, et sur lesquelles les opérateurs s'appuient pour essayer de prévoir l'évolution à court ou à très court terme des cotations et placer de la façon la plus rémunératrice leurs capitaux.

Ces rumeurs et informations font état de certains événements — ou laissent supposer leur imminence — intéressant les marchés des métaux et des matières premières minérales : diminution des exportations de tel pays, besoins accrus des consommateurs, censés donc effectuer des achats supplémentaires, nationalisation décidée ou prévue d'actifs miniers, modifications par les pays producteurs de la fiscalité ou des taxes à l'exportation, ventes ou constitutions de stocks par les nations industrielles, découverte d'un important gisement, récession et fermeture d'usines dans une branche industrielle utilisatrice de métaux, développement de grèves minières, etc. Qui plus est, l'euphorie ou le marasme régnant à un moment donné sur le marché d'un métal transparaît souvent sur les marchés des autres métaux, voire des matières premières non minérales : la spéculation n'est pas une « activité spécialisée », elle peut concerner, simultanément ou successivement, différents marchés, selon leur conjoncture.

Des comportements spéculatifs graves sont parfois directement créés par des décisions politiques prises, paradoxalement (du moins en apparence), dans un dessein de stabilisation des prix et de contrôle de l'inflation.

En témoigne la violente flambée des cours au *London Metal Exchange* en 1973-74, alors que le gouvernement fédéral des États-Unis avait instauré un contrôle des prix intérieurs américains, y compris ceux des métaux non ferreux, pour parer à l'inflation ; les fondeurs américains voyant leurs ventes sur le marché intérieur devenir moins rémunératrices, puisque les cours producteurs étaient pratiquement bloqués, ont exporté des fractions croissantes de leur production : les prix restant libres pour le commerce extérieur, ils bénéficiaient ainsi des prix élevés alignés sur les cotations du marché libre. En corollaire, des achats de cuivre, de zinc, etc., ont dû être effectués à Londres pour satisfaire les besoins des industries transformatrices américaines, avec, pour conséquence directe, une tension aggravée au L.M.E., y entretenant l'ascension des cotations. Le retour progressif à une similitude des niveaux de prix sur le marché intérieur américain et au L.M.E. intervint dès juin-juillet 1974, après que l'Administration fédérale eut renoncé au contrôle des prix intérieurs (*fig.* 16).



Conséquences des fluctuations de prix

De telles irrégularités, qu'elles procèdent de la confrontation des intérêts des États, du déséquilibre physique de l'offre et de la demande, de la spéculation sous toutes ses formes ou d'autres causes, désorganisent considérablement les marchés internationaux des matières premières concernées. Par voie de conséquence, elles compromettent parfois gravement le développement économique des nations qui tirent une part majeure de leurs revenus de l'exportation de minerais, et la gestion des entreprises minières — tout au moins pour celles qui n'ont pas une envergure internationale et des ressources de trésorerie suffisantes pour « tenir » pendant les périodes de mauvaise conjoncture, en attendant des jours meilleurs.

Tous les protagonistes concernés par les échanges de matières premières : États industriels importateurs et États producteurs-exportateurs, s'accordent à reconnaître la nécessité d'une régulation des marchés, les uns et les autres ne trouvent aucun avantage dans la permanence des crises — tantôt de surproduction, tantôt de pénurie —, qui sont une source de désordres (inflation généralisée, mouvements aberrants des prix) bien plus graves qu'une progression régulière des prix des marchés.

Reste qu'au-delà de ces intentions touchant à l'économie et à la politique internationales, les intérêts nationaux en jeu sont divers, souvent contradictoires à l'intérieur de chaque « clan » (clan des exportateurs, clan des consommateurs), et en tout état de cause opposés, presque systématiquement, entre un clan et l'autre. De plus, il apparaît un hiatus économique croissant entre les exportateurs « riches » (pays à revenu minier *per capita* important) et les exportateurs « pauvres », beaucoup plus nombreux, dont les exportations minières ne compensent que bien mal les importations de biens manufacturés, d'énergie, d'engrais. Obtenir, dans un tel contexte, un consensus général quant à une organisation plus efficace des marchés internationaux tient, à bien des égards, de la gageure ou de l'utopie. Les résultats de la « Conférence Nord-Sud » sont là pour le rappeler, s'il le fallait.

Régulation des marchés

Cette régulation s'avère particulièrement nécessaire pour les principaux métaux non ferreux (et, selon les stades d'élaboration auxquels existent des échanges, leurs concentrés, s'il y a lieu), qui sont les plus sujets aux variations de prix et représentent, en valeur, une part essentielle des échanges mondiaux de matières minérales. Le problème est d'un intérêt moins général pour les substances minérales secondaires, et inexistant pour les matériaux — pratiquement absents du commerce international.

Deux moyens peuvent être mis en œuvre pour parvenir à une certaine maîtrise des fluctuations des marchés : l'accord international de régulation (moyen actif) et la constitution de stocks métalliques (moyen passif).

* A titre d'exemple d'*accord international de régulation,* l'on ne peut guère présenter que celui qui a été institué en 1956 pour l'étain, et périodiquement reconduit depuis. Il reste en effet, à l'heure actuelle, le seul de son espèce.

Cet accord, conclu entre les producteurs et les consommateurs d'étain, se propose de stabiliser autant que faire se peut les prix auxquels ce métal se vend dans le monde, tout en offrant des garanties appréciables aux deux parties :

— garantie de prix rémunérateurs pour les producteurs-exportateurs d'étain,

— garantie d'approvisionnement sans à-coups pour les utilisateurs.

Pour cela, le Conseil international de l'étain — qui rassemble des experts représentant, paritairement, les producteurs et les consommateurs — fixe périodiquement, en fonction de la conjoncture internationale, une « fourchette » de prix dans laquelle doivent se maintenir les cours de l'étain sur les marchés libres (début 1975, par exemple, les prix planchers et plafonds étaient fixés à 900 et 1 100 M$/picul — l'étain est coté en dollars malais [environ 2 F/M$] par picul de 133 livres [60,3 kg], à Penang, et en livres sterling par tonne au L.M.E. : ces prix correspondaient donc sensiblement à, respectivement, 30 000 et 36 500 F/t). S'ils s'en écartent, le Conseil, qui dispose d'un stock d'étain (de l'ordre de 10 % de la production annuelle du monde non communiste) et d'une réserve de trésorerie, décide de vendre du métal ou d'en acheter, pour déprimer les cours s'ils s'envolent, ou les soutenir s'ils chutent.

De plus, le Conseil fixe régulièrement les quantités physiques de métal offertes à l'exportation, pour chacun des pays producteurs signataires de l'accord, et peut les contingenter, s'il apparaît une surproduction notable. Ceci est nécessaire au maintien des cours, et assure les producteurs d'enlèvements réguliers et de revenus stabilisés et prévisibles à court ou moyen terme. A l'opposé, l'Accord n'a pas retenu d'obligations en cas de pénurie d'étain ; il est bien évident, dans ce cas, que les producteurs savent parfaitement quelles mesures prendre pour pousser leur production, autant qu'il serait nécessaire et possible.

En pratique, le Conseil ne dispose pas toujours des moyens qu'exigerait la réalisation de ses objectifs :

— les cours arrivent à dépasser le prix plafond, malgré une liquidation progressive du stock régulateur : celui-ci est d'un montant trop modeste (20 000 t en moyenne). Ainsi, en 1974, le cours moyen à Penang fut de 1 137 M$/picul, alors que le prix plafond avait été fixé à 760 M$ (jusqu'à fin mai), puis à 1 050 M$ (à partir de juin) ;

— historiquement, au cours des vingt années d'existence de l'Accord international de l'étain, la fourchette de prix n'a jamais pu être révisée autrement qu'en hausse.

Cela va évidemment dans le sens de l'intérêt des producteurs, mais peut représenter, aux yeux des consommateurs, un certain élément d'échec, puisque le prix plafond n'est garanti que de droit, point de fait.

Il serait sans doute souhaitable au plan de l'intérêt général que ce genre d'accord, malgré ses imperfections, s'étende aux marchés d'autres métaux « sensibles ».

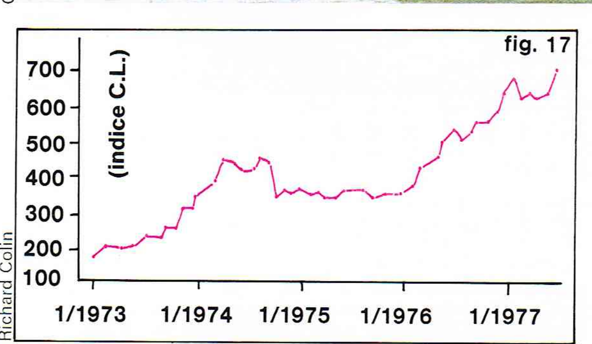
Font cependant plus ou moins obstacle à une telle extension les réticences que manifestent quelques pays producteurs-exportateurs suivant une ligne assez radicale en matière de politique d'exportation et de commercialisation de leurs substances minérales. En fait, ils redoutent que de telles institutions ne soient éventuellement « manipulées » par les consommateurs dominants, et ne constituent pour ceux-ci une arme pour imposer une stabilisation des prix à leur avantage — c'est-à-dire à un niveau relatif trop bas. Ces producteurs sont beaucoup plus généralement partisans de la constitution de cartels. Il y a bien là un certain paradoxe, pourtant, puisque l'Algérie — l'un de ces pays « radicaux » — soutenait dans le même temps la thèse selon laquelle « l'on n'avait jamais vu les consommateurs faire la loi sur un marché ».

* *Les stocks de sécurité.* La masse métallique dont dispose le Conseil international de l'étain est le seul exemple, actuellement, de stock international géré de façon bipartite producteurs/consommateurs. En revanche, il existe des stocks de métaux plus ou moins importants, dont la constitution, le renouvellement et la gestion sont du ressort d'entreprises productrices ou utilisatrices, d'organismes professionnels ou d'administrations gouvernementales.

Il importe de bien établir la distinction entre les stocks de sécurité et les stocks régulateurs. Les seconds agissent sur les marchés internationaux, tant sur le volume des échanges réalisés entre producteurs et consommateurs, que sur le niveau des prix de vente. Les premiers, au contraire, sont des stocks de précaution, constitués en vue d'assurer la permanence de l'approvisionnement des entreprises industrielles ; leur rôle est de contribuer, au cours de pénuries temporaires, à la continuité de l'activité industrielle. Pour cela, ces stocks doivent être maintenus au-dessus d'une certaine quantité minimale (par exemple, un mois ou six semaines de consommation), à la différence du stock de l'Accord de l'étain, qui est une « masse de manœuvre », fluctuante par destination.


C.E. Ostman - Hedin

▲ Une drague permettant l'exploitation des alluvions stannifères à Kuala-Lumpur en Malaisie ; l'atelier de concentration du minerai est installé sur la drague elle-même.



Richard Colin

◄ Figure 17 : évolution de l'indice mensuel des cours de l'étain à la bourse aux métaux de Londres entre janvier 1973 et juillet 1977 (la base 100 équivaut au cours moyen de 1961).

Les stocks des entreprises productrices et utilisatrices de matières minérales sont souvent des stocks « obligés » : minerais et concentrés en attente de chargement pour l'exportation, de traitement, ou lingots de métaux en attente de livraison ou de transformation ; le transport maritime moderne, à grande capacité, est générateur de stocks obligés de plus en plus importants : les livraisons sont espacées dans le temps, mais portent sur de grosses quantités (20 000 t à 100 000 t et plus, selon les parcours, sont des capacités courantes), ce qui impose la disponibilité de stocks du même ordre de grandeur, au moins, au départ pour assurer un chargement rapide et continu de tout navire, et à l'arrivée pour disposer le minerai en attendant sa répartition vers les utilisateurs. Ces stocks ont donc un rôle tampon à très court terme.

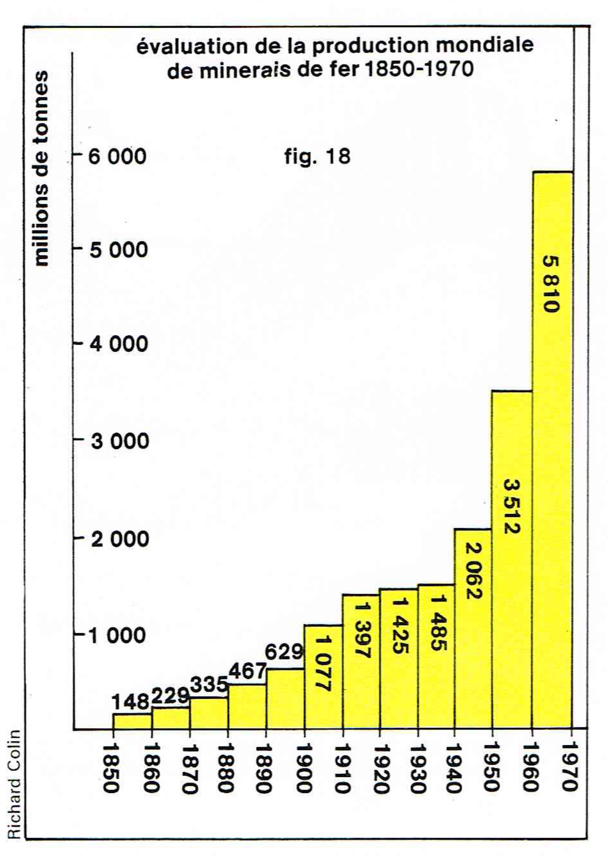
Les stocks constitués par les organismes professionnels et/ou les administrations gouvernementales sont d'importance plus sensible, sur le plan de la sécurité et de la régularité de l'approvisionnement national.

En France, le G.I.R.M. (Groupement d'importation et de répartition des métaux) a une double vocation :

— organisme professionnel, mis en place et animé par les chambres syndicales des industries transformatrices de métaux non ferreux, il regroupe les besoins à terme de l'ensemble des utilisateurs concernés, passe pour leur compte les contrats d'approvisionnement nécessaires, et rétrocède progressivement ses réceptions de métaux aux industriels. En pratique, cette activité concerne essentiellement le cuivre, qui reste le problème le plus délicat, et l'élément le plus onéreux, de nos importations de minerais et métaux ;

— plus récemment, le G.I.R.M. a été chargé par l'État de la constitution, sur fonds publics, et de la maintenance

▶ *Figure 18 : évolution de la production mondiale de minerai de fer entre 1850 et 1970 (d'après* Survey of World Iron Ore Ressources, *O. N. U., 1970, et* Anuário Mineral Brasiliero, *de 1975).*



d'un stock permanent de précaution, comprenant divers métaux vis-à-vis desquels la France est en position de vulnérabilité marquée.

Ces dispositions, arrêtées par le gouvernement en 1971, sont entrées en application progressivement depuis 1975.

La constitution de ces stocks de précaution répond à trois préoccupations :

— assurer la régularité de l'approvisionnement de l'industrie nationale, obviant ainsi à des ruptures d'approvisionnement, aux conséquences parfois graves, qui peuvent apparaître en période de forte demande ;

— obtenir, grâce au regroupement des besoins, des contrats à moyen terme plus avantageux, auprès des producteurs de métal ;

— disposer d'une masse métallique, en réserve, dans laquelle on peut effectuer des prélèvements en période de pénurie transitoire et de hauts cours pour éviter d'avoir à acquérir au prix fort sur des marchés parallèles les matières premières indispensables à la poursuite de l'activité dans le pays.

La détermination du niveau quantitatif des stocks résulte d'un compromis économique : la réserve doit être assez importante pour couvrir la consommation nationale pendant la durée d'une crise de l'offre, durée qui peut être de l'ordre de quelques mois ; l'ampleur du stock est directement limitée par celle des fonds que l'on peut dégager pour acquérir les métaux, compte tenu du fait que ces fonds seront immobilisés, et que des frais de gestion sont à prévoir (en 1975, 250 millions de F ont été consacrés à la constitution du stock national de sécurité de métaux non ferreux) ; le stock devra être plus important si le métal concerné est sensible à la spéculation.

En conclusion, il semble que l'on puisse dégager deux lignes d'action en matière de stocks :

● *Des stocks nationaux* (créés sur fonds publics, ou éventuellement interprofessionnels), destinés à garantir la continuité physique de l'approvisionnement des utilisateurs, sont nécessaires. Leur montant devrait représenter l'équivalent de plusieurs mois de consommation pour qu'ils soient réellement efficaces (ainsi l'obligation légale faite aux raffineurs opérant en France de maintenir un minimum de 3 mois de stocks de pétrole ; cette décision a été prise après le conflit du Kippour [1973] et l'instauration d'un embargo plus ou moins sélectif par les producteurs arabes de l'O.P.E.P.). Le fait qu'on y effectue des prélèvements en période de pénurie et qu'on reconstitue ces stocks en période d'offre excédentaire et de bas prix contribuerait à stabiliser les marchés et à désamorcer certaines crises de surconsommation et de surproduction.

● *Des stocks internationaux,* gérés à la fois par des producteurs et des consommateurs, sont également nécessaires pour contenir les prix dans des limites acceptables et régulariser l'offre et la demande sur les marchés.

Divers experts internationaux ont cité des chiffres concernant l'ampleur moyenne que l'on devrait donner à de tels stocks ; les évaluations les plus basses se situent autour de 20 à 25 % de la quantité de métal annuellement disponible à l'exportation, les plus élevées l'avoisinent ou même la dépassent. Il est certain que ce montant pourrait rester modéré (de l'ordre de 3 à 4 mois de capacité d'exportation, par exemple) sans diminuer l'efficacité du stock régulateur, dans la mesure où les interventions régulatrices par achat/vente de métal seraient renforcées par des dispositions de contrôle de l'offre à court terme (instauration de quota d'exportations) et à moyen ou long terme (harmonisation des investissements et des projets des producteurs et des utilisateurs grâce à une bonne circulation de l'information entre ces protagonistes).

Évolution des prix à moyen et long terme

Une élévation générale des prix des minerais — et par conséquent des métaux — est assez probable dans les décennies à venir. Il n'est pas sûr qu'il puisse être remédié à certaines tensions apparaissant dans le domaine de la production minérale, à l'origine desquelles se trouvent l'augmentation de la demande, le coût croissant de la prospection et de l'exploitation minières, l'incertitude quant à la réalisation en temps utile des investissements qu'exige la progression de la production.

Augmentation de la demande

La demande est, pratiquement pour toutes les matières premières minérales, en croissance exponentielle plus ou moins forte. Il est vraisemblable qu'elle se ralentisse quelque peu dans les nations industrielles : les économistes signalent qu'à partir d'un certain degré de développement, la consommation par habitant en matières de base tend à plafonner, mais la poussée démographique, même modérée, suffira à maintenir en tout état de cause une certaine progression de la demande.

De toute façon, le nécessaire et souhaitable décollage économique des pays en voie de développement, conjugué à leur puissante expansion démographique, conduira à une augmentation de la demande globale. L'offre devra donc suivre cette tendance, régulièrement, faute de quoi il pourrait s'installer un état quasi permanent de crise dans le domaine de l'approvisionnement minéral, et par contrecoup dans l'économie internationale, situation qui serait génératrice de conflits graves.

Coût croissant de la prospection et de l'exploitation

Pour que la production soit à même de satisfaire ces besoins, des efforts de taille seront indispensables.

La prospection s'avère de plus en plus longue et coûteuse ; le temps des découvertes fortuites est maintenant à peu près révolu, et la mise en évidence de gisements affleurants, donnant en surface des structures et indices caractéristiques, est de plus en plus rare (sauf dans des régions encore peu explorées), car peu de ces indices ont échappé à la sagacité des mineurs au cours des siècles passés. La recherche minière devient donc indirecte, elle s'intéresse de plus en plus aux gisements cachés (non affleurants) et aux types nouveaux de gîtes, qui exigent de puissants investissements en temps, en argent, en matériel et en matière grise.

Les gisements, surtout ceux des non-ferreux courants, montrent, au fur et à mesure de leur remplacement dans le temps, des caractéristiques de teneur de moins en moins favorables. Ce point a déjà été analysé dans le premier chapitre ; nous rappellerons seulement que, pour obtenir une production métallique faiblement croissante malgré cet appauvrissement, l'extraction minière doit porter sur des tonnages de minerais fortement accrus, et que les capacités des installations de concentration de ces minerais doivent être prévues en conséquence.

Il résulte de l'inflation des coûts d'équipement des mines et des laveries, et des coûts de leur fonctionnement, que les prix de revient des concentrés, et donc des métaux, augmenteront sans doute dans de notables proportions.



Sté minière et métallurgique de Peñarroya



Doc. Cyprus Copper co.-E./L.M.

▲ ***A gauche, la fonderie de plomb-zinc et l'usine de transformation de Noyelles-Godault (Pas-de-Calais); il s'agit là du premier complexe métallurgique européen de plomb-zinc.***
A droite, une vue partielle de la mine de cuivre à ciel ouvert de Pima en Arizona (États-Unis).

Incertitude sur les investissements

A ce renchérissement, dû aux coûts de revient croissants, pourrait s'en superposer un autre, dû à la déficience de la production minière, si tous les investissements (pour développer la prospection et créer des capacités d'extraction, de concentration, d'expédition maritime, et de fusion supplémentaires) qu'exigerait la satisfaction de la demande future n'étaient pas réalisables en temps utile, faute des disponibilités financières adéquates. Il apparaîtrait alors en effet une pénurie assez durable (jusqu'à ce que les capacités indispensables soient installées), génératrice de tensions sur les marchés et de rigidité sévère de l'offre.

Pour un certain nombre de matières premières minérales, l'éventualité d'une insuffisance des investissements n'est pas écartée, loin de là, par les experts. Trois raisons essentielles l'expliquent :

— les grands groupes miniers internationaux, dans bien des pays, disposent de ressources financières moins importantes que par le passé; certaines rentes minières (gisements exceptionnellement riches, dont l'exploitation procure des profits particulièrement élevés) s'amenuisent ou ont été nationalisées, et les bénéfices sont amputés par une pression fiscale accrue de la part des pays sur le territoire desquels s'effectue l'extraction (notamment dans les pays en voie de développement) ; les entreprises minières sont donc moins aptes à assurer elles-mêmes le financement de nouveaux projets ou d'extensions de capacités;

— les pays en voie de développement qui ont pris le contrôle de leurs industries extractives n'ont pas relayé complètement les sociétés étrangères dans le domaine des investissements miniers. Ils ne donnent pas l'impression de maintenir ceux-ci à un niveau suffisant pour garantir une progression de la production future; il est vrai qu'une part importante des bénéfices réalisés à l'exportation de minerais est souvent consacrée à l'importation de biens d'équipement et au développement d'autres secteurs de l'économie nationale, alors qu'auparavant, les bénéfices des sociétés minières étaient dans une large mesure réinvestis dans la prospection et l'équipement de nouveaux gisements;

— enfin, les capitaux n'appartenant pas en propre aux sociétés minières sont placés présentement plus communément dans les industries de transformation et les activités de services, à forte valeur ajoutée, nettement plus rémunératrices que les activités de base, minières et métallurgiques.

Or, il faut être bien conscient que les gisements qui seront en pleine production à la fin du siècle sont ceux dont la prospection se fait actuellement ou va commencer, et que les nouveaux équipements opérationnels en 1985-90 (mines, laveries, ports minéraliers, fonderies, etc.) sont ceux dont la création se décidera — ou ne se décidera pas — dans les deux ou trois années à venir : les investissements présents gouvernent donc les disponibilités supplémentaires en matières premières minérales à quinze ou vingt ans d'échéance. Leur insuffisance, si elle se vérifie, sera cause de pénurie à la fin du siècle, et de tension très vive des prix sur les marchés.

Reste la question du recyclage des revenus extrêmement importants que les producteurs de pétrole reçoivent des pays importateurs (« petrodollars ») : il serait très souhaitable qu'une partie en soit investie dans des projets miniers, sur le territoire de pays en voie de développement, en particulier. Quelques exemples d'apports de capitaux arabes dans le financement de développements miniers en Afrique Noire ont été signalés récemment.

L'approvisionnement de la France

Place de la France minière dans le monde

Si la France possède les structures d'un grand pays industriel — elle occupe le 5e rang mondial, en termes de produit national brut (904 milliards de F), derrière les États-Unis, l'Union soviétique, le Japon et la République fédérale allemande — elle n'a pas des capacités minières à cette mesure : la valeur de sa production minière (2,46 milliards de F en 1973, hors substances énergétiques et matériaux, soit 1,34 % de la production minière mondiale) ne place notre pays qu'au 13e rang mondial.

La situation est plus médiocre encore si l'on inclut les substances énergétiques : avec 6,9 milliards de F en 1973, la France est au 22e rang mondial et contribue seulement pour 0,87 % à la production totale du monde. Cette position se dégrade rapidement, d'ailleurs : en 1968, les chiffres correspondants étaient : 7,04 milliards de F, 14e rang (1,42 %); et en 1950 : 5,79 milliards de F, 7e rang (2,51 %). Ce déclin résulte pour partie de la relative stagnation de l'extraction, et pour partie de l'apparition de grands producteurs (Australie, Canada, pays pétroliers) dans les vingt-cinq dernières années (*tabl.* XII).

Cependant, la France est le premier producteur du continent européen pour les matières premières minérales non énergétiques et assure 13 % de la production dans cette zone (en valeur, année 1973) [*tabl.* XIII].

Éléments de la situation nationale, bilan physique

Ces éléments sont, d'une part, la consommation nationale (pour les besoins intérieurs et pour l'exportation) et, d'autre part, les disponibilités provenant de la production minière — en métropole et dans les départements et territoires d'outre-mer — et du recyclage des chutes et déchets métalliques.

Les chiffres de consommation et de production des principaux minerais et métaux sont rassemblés dans un tableau général, avec le solde du commerce extérieur.

La consommation

Il est toujours fort délicat de l'appréhender correctement : il n'existe en pratique de données que sur la consommation « apparente », c'est-à-dire la somme algébrique de la production nationale et du solde, positif ou négatif, du commerce extérieur. Les mouvements des stocks, parfois importants, sont souvent mal connus.

Tableau XII
Valeur de la production minérale française en 1973

Substances	Valeur (en millions de francs)	Rang mondial en valeur	Rang mondial en tonnage
Substances énergétiques	4 431	21ᵉ	
combustibles solides	3 100		
gaz naturel	950		
uranium	216	5ᵉ	
Minerais métalliques	1 221	20ᵉ (3ᵉ rang européen)	
minerai de fer	925	10ᵉ	9ᵉ
bauxite	138	6ᵉ	7ᵉ
minerai de plomb	41 5	25ᵉ	25ᵉ
minerai de zinc	17,5	38ᵉ	38ᵉ
minerai d'étain	6,5	23ᵉ	23ᵉ
minerai de nickel	520	3ᵉ (16,4 % de la production mondiale)	3ᵉ
vanadium	5	8ᵉ	8ᵉ
minerai de tungstène	19,5	13ᵉ	14ᵉ
or	42	21ᵉ	21ᵉ
argent	23,5	21ᵉ	21ᵉ
Minerais non métalliques	1 246	6ᵉ (2ᵉ rang européen)	
potasse	720	4ᵉ (13 % de la production mondiale)	6ᵉ
sel	155,5	8ᵉ	7ᵉ
soufre	175,5	6ᵉ	5ᵉ
kaolin	32,5	7ᵉ	8ᵉ
talc	30,5	7ᵉ	5ᵉ
feldspath	24,0	3ᵉ	4ᵉ
asphaltes	6,0	3ᵉ	4ᵉ
fluorite	90,0	3ᵉ	4ᵉ
barytine	11,5	10ᵉ	15ᵉ
Ensemble des minerais métalliques et non métalliques	2 467	13ᵉ (1ᵉʳ rang européen)	
Ensemble de la production minière	6 900	22ᵉ (0,87 % de la valeur produite dans le monde)	

Tableau XIII
Production, consommation et solde du commerce extérieur (en tonnage et en valeur) des minerais et métaux en France en 1975

Minerais et métaux	Production (kt= milliers tonnes) (Mt= millions tonnes)	Consommation (kt= milliers tonnes) (Mt= millions tonnes)	Solde du commerce extérieur (+ exportateur — importateur) en tonnage	en millions de francs (MF)	
Aluminium					
bauxite	2 563 kt	3 600 kt	—1 410 kt	— 157,2 MF	—129,6 MF
alumine	1 112 kt	805 kt	+ 285 kt	+ 258,0 MF	
métal	382,6 kt	399,2 kt	— 52,8 kt	— 230,4 MF	
Chromite	0	322 kt	— 354 kt	— 163,1MF	
Cuivre (raffiné)	39 kt	364,5 kt	— 345,9 kt	—1 969,4 MF	
Étain (arrêt de la production en 1975)	ε	9,275 kt	— 9,70 kt	— 309 MF	
Fer					
minerai	49,65 Mt	40,38 Mt	+ 2,55 Mt	— 663 MF	+ 713 MF
acier brut	23,7 Mt	21,53 Mt	+ 1,24 Mt	+1 376 MF	
Manganèse	0	1 156 kt	—1 162 kt	— 269 MF	
Nickel					
minerai	6 693 kt (1)	4 038 kt (1)	+ 2 466 kt (1)	+ 265,3 MF	+ 571,7 MF
mattes et ferronickel (Ni contenu)	71,07 kt (1)	16,4 kt (3) [ferronickel]	+ 70,23 kt (2)	+ 531,8MF	
nickel pur et oxyde (Ni contenu)	10,75 kt (3)	23,01 kt	— 13,06 kt (3)	— 225,4 MF	
Plomb					
concentrés	30,3 kt	152,5 kt	— 122,3 kt	— 101,5 MF	— 182,5 MF
métal affiné	150,7 kt	174,1 kt	— 32,2 kt	— 81,0 MF	
Tungstène					
concentrés	1 126 t	2 200 t	—1 057 t	— 31,6 MF	
Zinc					
concentrés	24,5 kt	394 kt	— 369,8 kt	— 352,9 MF	— 525,3 MF
métal (et poussière)	189,6 kt	232,1 kt	— 47,2 kt	— 172,4 MF	
Phosphates	ε	3,47 Mt	— 3,45 Mt	—1 031,4 MF	
Potasse	1 920 kt	1 675 kt	+ 245 kt	+ 124,4 MF	
Soufre	1 827 kt	1 340 kt	— 21,2 kt	— 6,9 MF (estimé)	
Fluorite (CaF_2 contenu)	328 kt	255,4 kt	+ 93,5 kt	+ 23,6 MF	

(1) Nouvelle-Calédonie. (2) France et Nouvelle-Calédonie. (3) France.

Tableau XIV
Origine des importations françaises de minerais de fer en 1974

Pays d'origine	Importations (en milliers de tonnes)
Pays en voie de développement	10 520
dont Mauritanie	2 450
Libéria	2 070
Angola	460
Brésil	4 090
Venezuela	600
Pérou	350
Divers	500
Pays à économie de marché	5 380
dont Suède	2 650
Australie	1 600
Canada	650
Espagne	480
Ensemble des importations	15 900

Cette consommation apparente n'est évidemment qu'une approximation : une partie plus ou moins importante des métaux « consommés » par les industries est en fait réexportée sous forme de biens manufacturés (cela explique que la consommation par habitant au Japon soit, pour le minerai de fer, la plus élevée du monde : l'acier produit est en grande partie exporté par les industries mécaniques et la construction navale). Il faut donc utiliser avec circonspection les données relatives à la consommation, sensible non seulement à l'évolution du niveau de vie du pays, mais aussi à la conjoncture des exportations.

Tous les minerais et métaux ne connaissent pas une même croissance de leur consommation.

L'analyse des statistiques de 1960 à 1974 indique que ces taux de croissance annuels s'échelonnent de moins de 0,1 % (étain) à plus de 10 % (soufre, fluorite brute). Les métaux usuels présentent dans l'ensemble des taux voisins de 3 à 4 % : plomb raffiné, 2,8 % par an ; cuivre raffiné, 4,1 % ; zinc, 4,1 % (métal et poussière) ; acier brut, 3,2 %.

L'aluminium, métal nouveau (son emploi ne remonte qu'au début de ce siècle), et qui tend à remplacer d'autres métaux (cuivre en électrotechnique, étain en conserverie), a de ce fait un taux de croissance élevé : 6 % par an.

Ces valeurs restent inférieures à la progression annuelle du produit intérieur brut français (6,2 % en moyenne dans la période 1960-1973).

En revanche, la consommation de minerais non métalliques et de matériaux de construction progresse plus rapidement : potasse, 6,3 % par an ; phosphate, 8 % ; soufre, 10,5 % ; ciment, 6,2 % ; matériaux d'alluvions, 9,5 % ; ces rythmes soutenus reflètent la forte expansion de la chimie, de l'agriculture intensive (engrais) et du secteur bâtiment-génie civil, au cours des quinze dernières années.

Globalement, la valeur de la consommation nationale en matières premières minérales (non énergétiques) peut être évaluée à 13 milliards de F (1974) dont environ 1/5ᵉ pour les matériaux de carrière (les granulats d'alluvions représentaient à eux seuls 1,85 milliard de F en 1972).

Les disponibilités

La France souffre d'un manque général de matières premières ; ce fait est bien connu — les moyens d'information s'en font souvent l'écho — mais doit être nuancé.

Production métropolitaine

Elle est inférieure aux besoins pour pratiquement toutes les substances minérales.

- La France n'est autonome, en ce qui concerne les matières premières essentielles, que pour trois minerais non métalliques : soufre, fluorite, potasse.

— Le *soufre* est obtenu comme sous-produit du gaz de Lacq, à raison de 1 800 000 à 1 900 000 t/an ; la consommation est voisine de 1 500 000 t, et le solde est exportable (en fait, le marasme actuel du marché du soufre a conduit à stocker le soufre excédentaire). Un

problème apparaîtra dans une dizaine d'années, avec l'épuisement progressif du gisement de Lacq, dont la relève ne semble pas pouvoir être assurée.

— La production de *fluorite* dépasse de 40 % les besoins (330 000 tonnes CaF_2 contenu) et une centaine de milliers de tonnes est annuellement exportée. Il existe de faibles importations pour certaines qualités spéciales.

— La production de *potasse* marchande oscille entre 1 900 000 t et 2 100 000 t (en K_2O contenu), dont 1/5e est exporté, mais 120 à 180 milliers de tonnes doivent être importés (il s'agit pour partie de sulfate de potassium). Le gisement alsacien se trouve dans une situation comparable à celle de Lacq : déclin prévisible dès la fin de la prochaine décennie, relève très improbable.

On peut aussi signaler quelques substances de moindre importance dont la production est excédentaire (talc) ou suffisante (sel, asphaltes, ardoises). Pour les matériaux de construction bruts et manufacturés, la production et la consommation sont égales : ces substances pondéreuses et à faible valeur unitaire n'entrent pratiquement pas dans le commerce extérieur ; seuls les marbres et granites (ornementation) sont importés (Italie, Espagne, Afrique du Sud, Scandinavie).

En ce qui concerne les minerais de fer, la France n'est qu'apparemment autonome. Le solde du minerai est, en tonnage, exportateur (à hauteur de 2,6 millions de t), mais, en métal contenu comme en valeur, les échanges sont nettement déficitaires, les minerais riches importés coûtant, en moyenne, 3,5 fois plus cher que le minerai lorrain pauvre exporté (au Luxembourg principalement) [*tabl.* XIV].

En pratique, la sidérurgie française n'est autonome qu'à 70 %, puisque les installations de Fos-sur-Mer et de Dunkerque ne peuvent utiliser que des minerais riches exotiques.

● Il existe par ailleurs des productions importantes, quoique insuffisantes, pour les substances suivantes :

— *Bauxite :* la France en fut, au début du siècle, le premier producteur mondial, mais est devenue importatrice nette : l'autonomie est d'environ 70 %, mais il faut noter qu'une partie de l'alumine produite avec ces bauxites est réexportée. Les gisements actuellement exploités (Var, Hérault, Bouches-du-Rhône) tendent à s'épuiser ; la prospection en cours pourrait apporter une solution à cette dégradation des réserves.

— *Barytine :* jusqu'en 1976, la production ne couvrait que la moitié des besoins. La mise en valeur de deux grands gisements, qui s'achève, va porter rapidement l'offre à un niveau permettant des exportations notables.

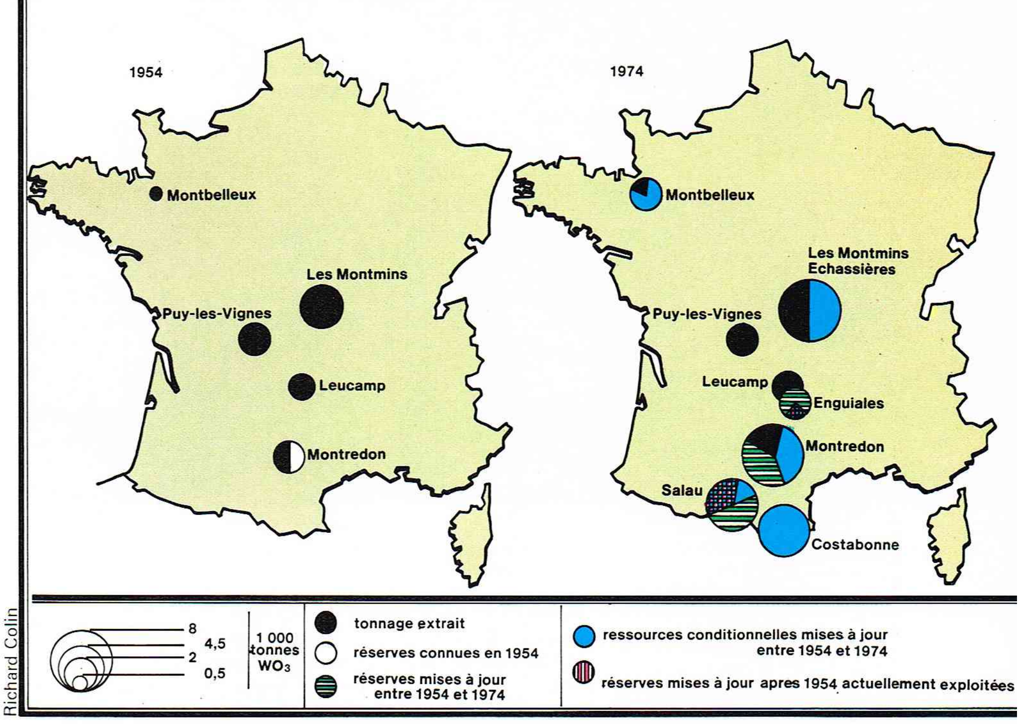
— *Tungstène :* l'exploitation des gisements découverts au cours des vingt dernières années permet à la France de couvrir maintenant 50 % de ses besoins. Mais, faute de capacités de traitements adéquates, les 2/3 des concentrés produits doivent être envoyés à l'étranger pour l'élaboration du métal ou de ses composés. Il serait souhaitable de remédier à cette carence (*fig.* 19).

— *Plomb-zinc :* l'autonomie est encore faible (11 et 6 % respectivement), mais peut s'améliorer grâce à l'entrée en production de nouveaux gisements zincifères ou plombo-zincifères.

— Le *cadmium* (autonomie 54 %), le *vanadium* (17 %) et l'*argent* (11 %) sont des sous-produits du traitement des concentrés de zinc, des bauxites et des concentrés de plomb, respectivement. Leur production dépend donc des quantités de zinc, bauxite et plomb traitées en France. L'autonomie réelle est cependant plus faible, surtout pour le cadmium, puisque les concentrés de zinc sont en grande partie importés.

● Enfin, la métropole manque totalement — ou presque — des autres métaux et minerais non métalliques. Pour certains, la situation peut s'améliorer à court ou à moyen terme : des gisements en cours d'étude ou de développement pourront fournir des métaux non encore exploités en France (titane-zirconium, niobium-tantale-lithium-béryllium, etc.) ou qui ne l'étaient plus (cuivre, antimoine, étain) depuis plus ou moins longtemps.

Des considérations géologiques et métallogéniques, en revanche, excluent pratiquement toute découverte, en métropole, de gisements capables d'assurer une part significative de la demande, pour les minerais de chrome, nickel, manganèse et molybdène, le mercure, les métaux du groupe du platine, et parmi les substances non métalliques, pour les phosphates, l'amiante, le graphite, les diamants industriels, etc.



Appoint des départements et territoires d'outre-mer

Les productions des D. T. O. M. sont peu diversifiées (mais cela peut être dû à l'insuffisance de la prospection dans certains d'entre eux). La Guyane ne produit qu'un peu d'or (30 à 75 kg/an), et le condominium des Nouvelles-Hébrides exporte une petite production de manganèse (30 000 à 40 000 t de minerai à 40 % Mn par an).

La Nouvelle-Calédonie, en revanche, apporte une contribution de premier plan : sa production de minerai de nickel (135 000 t de métal contenu : 2e rang mondial derrière le Canada) permet à la France d'être exportatrice de minerais et de métal (consommation métropolitaine : 40 000 t de nickel pur ou sous forme de ferro-alliage).

Le principal client de la Nouvelle-Calédonie est le Japon, qui importe 30 à 45 % du minerai produit, et une partie des mattes (composé semi-métallique complexe, à 75 % Ni, issu directement de la fusion du minerai).

Apports de la récupération

La récupération ne s'applique guère qu'aux métaux utilisés en tant que tels : les usages des autres substances minérales sont, sauf exception, dissipatifs.

Le recyclage pallie partiellement l'insuffisance ou l'absence de production minière de métal vierge ; son apport représente 20 à 40 % de la consommation totale, selon les métaux :

— *Fer :* les ferrailles entrent pour 35 % (7,7 Mt) dans l'approvisionnement (en fer contenu) de la sidérurgie. Il importe de souligner que 70 % de ce tonnage sont en fait composés de chutes neuves (déchets « obligés », tels que riblons, extrémités inutilisables de lingots, battitures, etc.) : il s'agit d'un recyclage interne à la sidérurgie. Les 30 % restant, seuls, viennent effectivement de la récupération de vieux métaux.

— *Non-ferreux :* pour le cuivre, 30 % de la consommation sont couverts par le recyclage ; pour le plomb, 38 % ; le nickel, 28 % ; le zinc, 30 % ; l'étain, 19 %.

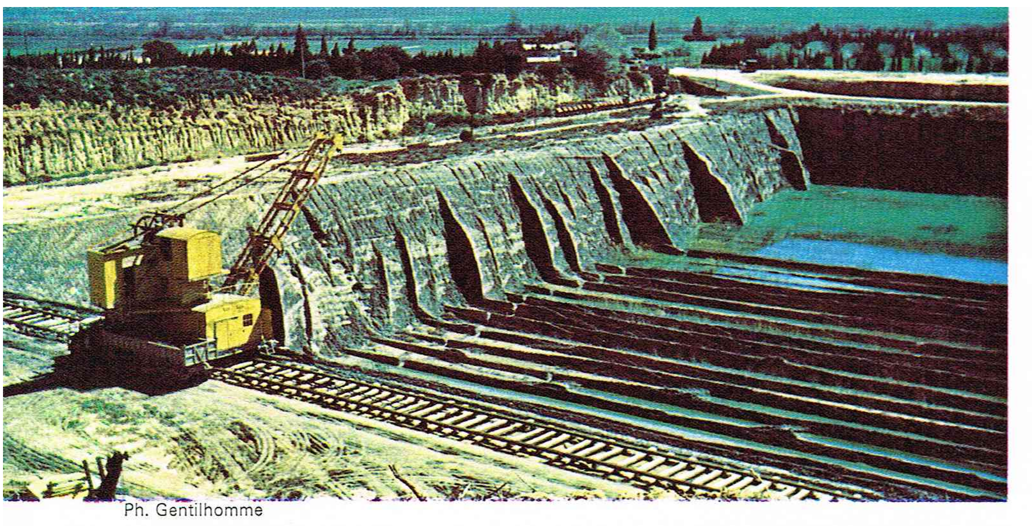
▲ *Figure 19 : évolution des ressources et de la production de tungstène ; le tonnage de métal contenu dans le gisement est proportionnel à la surface du cercle (d'après* les Matières premières minérales, *collection* Études de politique industrielle, *publié en 1975 par le ministère de l'Industrie, du Commerce et de l'Artisanat, à la Documentation française).*

◀ *Page ci-contre, tableau XII : valeur de la production minérale française en 1973 (d'après* Annales des Mines, *décembre 1975, annexes I et II). Tableau XIII : production, consommation et soldes du commerce extérieur des minerais et métaux en France, en 1975 (d'après* Annales des Mines, *septembre-octobre 1976). Tableau XIV : origine des importations françaises de minerais de fer en 1974 (d'après les statistiques douanières).*

▼ *Une mine de nickel à ciel ouvert (plateau de Thio, Nouvelle-Calédonie).*



Sté métallurgique Le Nickel - S.L.N.



Ph. Gentilhomme

▲ *Une carrière d'argile à tuiles et à briques exploitée par drague (Mas Briquet, Gard).*

Comme pour le fer, ces chiffres reflètent surtout le recyclage interne dans les usines de transformation et les fonderies. Pour l'étain seulement, il s'agit d'une récupération de vieux métal (soudures), le désétamage de chutes de fer-blanc ne représentant que 15 % du métal de deuxième fusion obtenu par recyclage.

S'il peut — et doit — être intensifié, le recyclage reste cependant limité.

La production de « déchets neufs » par les industries est directement proportionnelle à la quantité de métal qui y est fondue ou transformée; si celle-ci fléchit — du fait d'une pénurie d'approvisionnement, par exemple — la diminution concomitante des tonnages recyclés ne peut que renforcer la pénurie. En tout état de cause, la bonne gestion des entreprises industrielles devrait viser à y réduire le pourcentage de déchets au cours des opérations, car la production de métal non marchand (chutes, déchets, « loupés ») utilise en pure perte de la main-d'œuvre, des équipements et de l'énergie.

La récupération des vieux métaux, moins sensible aux variations de production des métaux vierges, est susceptible d'un notable développement, mais se heurte à deux obstacles : dispersion spatiale de la « matière première », et mélange des métaux dans les objets manufacturés; ainsi, le cuivre et le fer sont étroitement associés dans tous les appareils électriques, et doivent être séparés avant l'envoi à la fonderie, car le cuivre est un « poison » dans les aciers.

Bilan financier de l'approvisionnement national

Les développements précédents ont brossé un bilan physique de l'approvisionnement français; il est nécessaire d'en examiner aussi les répercussions financières, sur le plan des comptes de la nation.

Les importations (c. a. f.) de minerais, d'engrais bruts et de métaux non ouvrés se sont élevées en 1974 à 15,1 MF *(milliards de francs)* contre 4,7 en 1971. Cette progression de 220 % est à imputer surtout au cuivre (dont les cours en 1973-1974 ont atteint un niveau exceptionnel; près de 4 MF ont été consacrés aux achats de cuivre en 1974, contre à peine 2 en 1975) et aux phosphates (dont les prix ont plus que quadruplés entre 1973 et 1974), et au fait que toutes les matières premières ont vu peu ou prou leur prix s'envoler depuis 1973.

Dans le même temps, les exportations (f. o. b.) sont passées de 2,9 à 7,4 MF, soit une progression de 155 % seulement : le progrès du solde exportateur de l'acier est le plus notable (+ 1 450 millions de francs).

Le déficit global a donc été porté de 1,8 MF à 7,7 MF au cours de la période 1971-1974 (+ 330 %), et intervient à hauteur de 42 % dans le déficit total du commerce extérieur français en 1974 (18,3 MF).

Cette remarque est souvent utilisée pour souligner le rôle important qu'ont les matières premières minérales dans la balance du commerce extérieur français. En fait, il n'est pas inutile de rappeler quelques éléments de comparaison :

— Les matières premières minérales (non énergétiques) ne représentent que 5,9 % de la valeur totale de nos importations (257,1 MF en 1974), et 3,1 % de celle de nos exportations (238,8 MF), alors que les produits énergétiques comptent pour 22 % des importations en 1974.

— Le déficit du poste « produits agricoles à usage industriel », avec 7,3 MF, se trouve très proche de celui des matières premières minérales.

— Les importations de produits alimentaires « de luxe » : café, thé, épices, cacao et ses dérivés, ont causé une sortie de devises équivalant à 2,75 MF, somme supérieure à celle qui a été affectée aux achats de plomb, de zinc, d'étain, et d'argent.

Eu égard au caractère vital des importations de matières premières minérales pour la métallurgie de transformation (et toutes les industries qui s'y rattachent en aval) et l'agriculture — secteurs dont les excédents commerciaux couvrent, et au-delà, le coût des achats d'engrais, de minerais, et de métaux — les dépenses exposées pour l'approvisionnement minéral n'apparaissent pas inconsidérées. Il ne faut pas, cependant, en inférer que chercher à les réduire soit inutile, ni que les efforts pour développer la production sur le territoire métropolitain soient superfétatoires.

Ces efforts sont nécessaires, autant pour restreindre le déficit commercial que pour diminuer la vulnérabilité de la France vis-à-vis des contraintes physiques et politiques pesant sur son approvisionnement.

La vulnérabilité des approvisionnements

L'examen en termes de quantités physiques et de coûts financiers ne suffit pas à décrire pleinement la situation de l'approvisionnement extérieur français; il n'apporte guère d'informations sur l'aspect qualitatif et prospectif de sa sécurité et de sa continuité .

L'analyse en termes de vulnérabilité, elle, prend en considération les éléments prospectifs d'ordres politique, minier, industriel, financier, commercial, législatif, monétaire, etc., qui peuvent avoir une incidence, directe ou indirecte, sur l'évolution des structures et des conditions d'approvisionnement du pays.

La vulnérabilité de la France, pour les diverses matières premières minérales dont elle est importatrice, dépend de trois phénomènes :

— L'état et l'évolution des marchés internationaux : tendances de la production (en fonction des investissements en capacités minières et métallurgiques, et des ouvertures ou fermetures d'exportations) et de la demande ; équilibre ou déséquilibre de l'offre et de la demande; tendance des prix à la hausse ou à la baisse; tension ou dépression des échanges internationaux; risque de cartellisation de telle ou telle production.

— La structure de l'approvisionnement français : en plus du degré d'autonomie, pour chaque substance, il faut tenir compte de l'identité et de la diversité des fournisseurs (plus celle-ci est réduite, et plus les variations du prix ou de l'offre décidées par un fournisseur sont directement ressenties par le pays client), et de facteurs plus subjectifs tels que la qualité des relations diplomatiques entre les pays fournisseurs et la France, leur situation économique, leur orientation politique, etc. L'implantation plus ou moins forte d'entreprises françaises dans ces pays peut aussi jouer un rôle important, en créant des relations commerciales et financières privilégiées.

— Le degré de gravité qu'auraient une interruption ou une restriction plus ou moins longues des importations, ou une brutale augmentation des prix, sur l'activité industrielle. A cette question se rattache celle de la capacité des entreprises à faire jouer, en cas de pénurie, le recyclage et les substitutions, et à s'adapter à une situation nouvelle grâce à l'innovation technologique et commerciale.

Ces éléments d'appréciation conduisent à qualifier notre vulnérabilité de :

— très forte pour les métaux précieux, certains métaux d'alliages ferreux tels que cobalt, vanadium, niobium, le titane et le zirconium, les phosphates, les diamants;

— forte pour le cuivre, le manganèse, le molybdène, l'antimoine, l'amiante — substances également indisponibles sur notre territoire, mais qui proviennent des pays plus « sûrs » ou liés à nous par des accords;

— modérée ou faible pour des productions telles que la bauxite, l'étain, le plomb-zinc, le fer, le nickel, la potasse, le soufre, la barytine.

Notons que le concept de vulnérabilité peut être étendu aux débouchés de nos exportations, qui sont susceptibles d'être plus ou moins menacées, par exemple du fait du développement d'autres exportateurs, d'où saturation de la demande et mévente. C'est le cas du soufre depuis l'essor de la production canadienne.

Doc. Peñarroya

▲ *Les installations de la nouvelle mine de plomb-zinc de Noailhac-Saint-Salvy (Tarn).*

La politique d'approvisionnement minéral de la France

Bien qu'il existât depuis longtemps les éléments d'une politique minérale, c'est le conseil de planification du 21 janvier 1975 qui a défini et rassemblé dans un cadre homogène les décisions et orientations générales devant guider, dans un contexte international en rapide évolution, la politique minérale intérieure et étrangère de la France dans les dix ans à venir.

Les principes fondamentaux retenus sont la recherche d'une sécurité accrue des approvisionnements, le développement de la coopération avec les pays producteurs peu industrialisés et la volonté de participer à une plus équitable répartition des richesses minérales.

Nous présenterons dans ce qui suit les mesures et les résolutions constituant les lignes maîtresses de cette politique sous trois rubriques.

Mesures intérieures

Ces mesures doivent avoir pour effet de remédier, par tous les moyens possibles mais à des coûts proportionnés à l'importance des problèmes, à l'insuffisance des activités minières en France.

Mise en valeur des ressources nationales

L'objectif qui a été fixé est un doublement en dix ans de l'actuelle production métropolitaine de matières premières minérales autres qu'énergétiques, permettant de couvrir 20 % des besoins globaux du pays en 1985, et ce grâce à la prospection géologique, à la recherche technologique et à des mesures financières et fiscales.

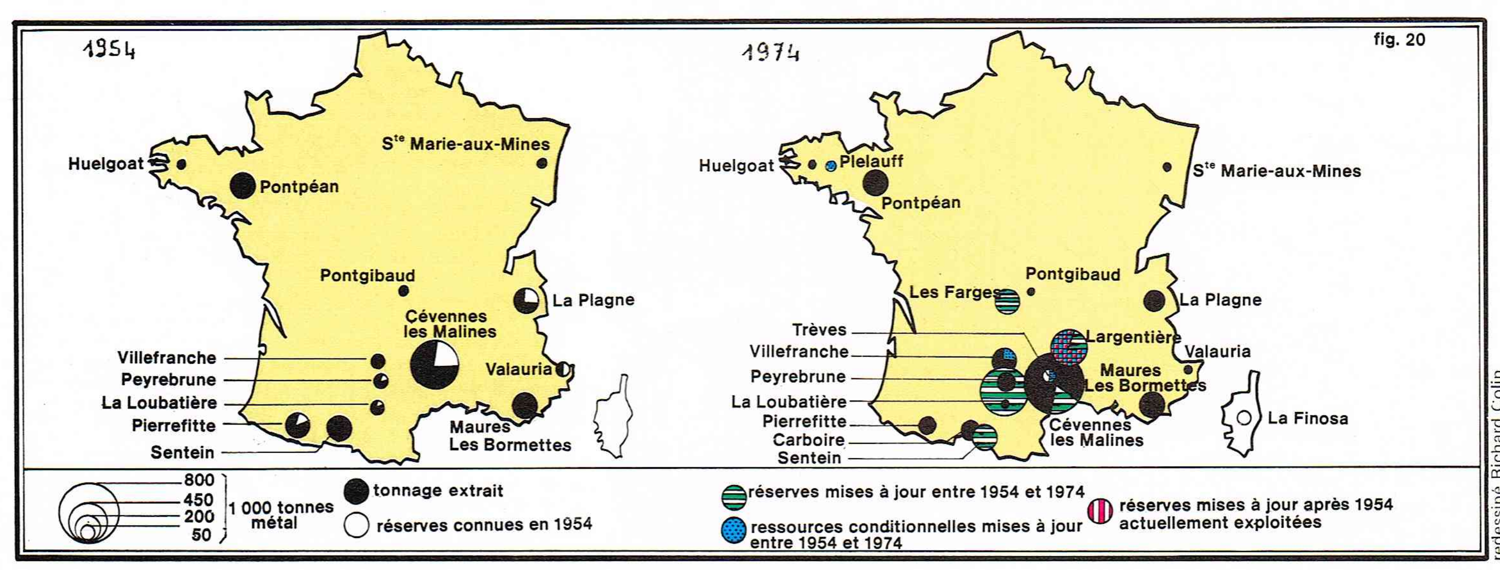
★ L'inventaire minier est certainement la disposition la plus remarquable ; ce travail, qui doit être mené à bien en cinq ans (1975-1980), comprend :

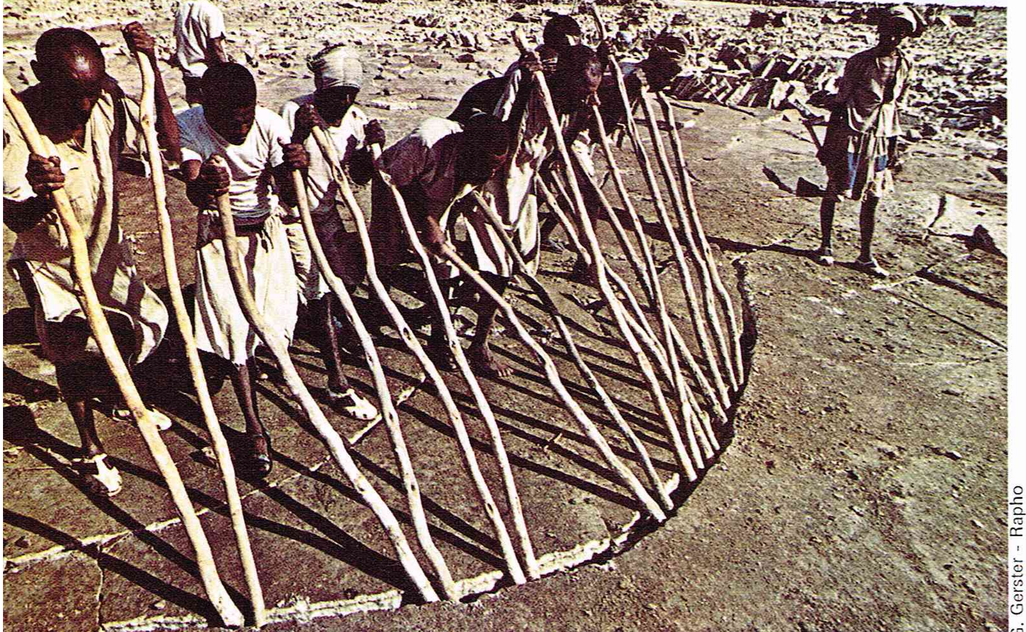
— La réalisation d'une prospection détaillée pour mettre en évidence de nouveaux gisements, avec remise ultérieure des résultats ainsi accumulés aux opérateurs miniers (privés ou publics) intéressés.

— L'acquisition d'une meilleure connaissance des ressources identifiées et de leur exploitabilité (y compris celle des concessions inactives et des anciens travaux), en fonction des niveaux de prix des minerais et métaux, actuels et à terme.

— L'évaluation, ou la réévaluation, des réserves et de leur longévité : beaucoup de gisements en exploitation vont décliner dans le cours de la prochaine décennie, et il faut prévoir l'échéance à laquelle une relève doit être

▼ *Figure 20 : évolution des ressources et de la production de plomb-zinc-argent en France entre 1954 et 1974 ; le tonnage de métal contenu dans le gisement est proportionnel à la surface du cercle (d'après* les Matières premières minérales, *collection* Études de politique industrielle, *publié en 1975 par le ministère de l'Industrie, du Commerce et de l'Artisanat, à la Documentation française).*





G. Gerster - Rapho

▲ *L'exploitation artisanale des plaques de sel dans la dépression Danakil (Éthiopie) ; au second plan, les pavés de sel découpés sont bien visibles.*
▼ *Tableau XV : rôle des différentes zones économiques dans l'approvisionnement français en minerais et en métaux (d'après* les Matières premières minérales, *collection* Études de politique industrielle, *publié en 1975 par le ministère de l'Industrie, du Commerce et de l'Artisanat, à la Documentation française).*

Tableau XV
Rôle des différentes zones économiques dans l'approvisionnement français en minerais et en métaux

Zones économiques	Rôle apparent (1) Valeur des importations (en millions de francs)	Rôle apparent (1) Valeur des importations (en %)	Rôle réel (2) Valeur des importations (en millions de francs)	Rôle réel (2) Valeur des importations (en %)
Pays occidentaux et assimilés				
C.E.E. à 9	997	11,4	247	2,8
Reste de l'Europe occidentale	384	4,4	384	4,4
États-Unis	315	3,6	340	3,9
Canada	444	5,1	464	5,3
Japon	71	0,8	71	0,8
Océanie	593	6,8	593	6,8
Afrique du Sud Rhodésie	306	3,5	431	4,9
sous total	3 110	35,6	2 530	29,0
Pays socialistes				
U.R.S.S. et Europe orientale	338	3,9	348	4,0
Asie communiste	92	1,1	92	1,1
sous total	430	5,0	440	5,1
Pays en voie de développement				
Zaïre - Zambie	569	6,5	889	10,2
Algérie - Tunisie - Maroc	298	3,4	298	3,4
Autres franco-phones	1 317	15,1	1 317	15,1
Autres pays d'Afrique	747	8,6	747	8,6
Asie du Sud-Est	149	1,7	149	1,7
Autre Asie	163	1,9	163	1,9
Caraïbes	43	0,5	43	0,5
Amérique latine	1 835	21,1	1 965	22,6
sous total	5 121	58,8	5 571	64,0
Non classé	47	0,6	167	1,9
Total	8 708	100,0	8 708	100,0

(1) Somme des soldes importateurs pour les 27 substances minérales principales.
(2) Chiffres de la colonne précédente corrigés pour tenir compte de ce que les 3/4 des exportations de la C.E.E. vers la France proviennent en fait d'autres zones géographiques auxquelles on s'est efforcé de les réimputer.

assurée, si possible (cas du soufre de Lacq, de la potasse d'Alsace, du plomb-zinc de Largentière en Ardèche, de la fluorite de certains gisements du Massif central et du Sud-Est).

Cette tâche a été confiée au B. R. G. M. (Bureau de recherches géologiques et minières, qui a le statut d'établissement public) ; les crédits affectés à cet inventaire s'élèvent à 125 milliards de francs sur 5 ans (9 milliards de francs engagés en 1975, 28 en 1976).

Les zones plus particulièrement concernées par cet inventaire minier sont le Massif armoricain (pour cuivre, plomb-zinc, étain, titane-zirconium et terres rares), certaines zones du Massif central (or, barytine, plomb-zinc, fluorite, antimoine, divers métaux rares associés, etc.), les Pyrénées centrales et orientales (plomb-zinc, phosphates, tungstène) ; cependant, tous les massifs anciens sont concernés, ainsi que certains secteurs sédimentaires (phosphates de Picardie). Une attention spécifique est aussi portée à la Guyane, vaste territoire (20 % de la superficie métropolitaine) encore peu important sur le plan minier, mais prometteur.

L'ensemble de ces travaux conduira donc à développer certaines productions actuelles (plomb-zinc, tungstène, barytine, fluorite, kaolin), à réactiver des productions anciennes (antimoine, cuivre, phosphates, etc.) et à lancer des productions nouvelles (titane-zirconium, terres rares, niobium-tantale, béryllium-lithium).

★ La recherche technologique vient en aval de ces activités et doit créer des procédés de traitement originaux, efficaces et économiques pour certains minerais non conventionnels ou difficiles, tels que :

— les latérites nickélifères de Nouvelle-Calédonie (des minerais semblables sont d'ailleurs mis en exploitation dans plusieurs pays étrangers) ;

— le leucogranite albitique d'Échassières (Allier) à minéralisation polymétallique ;

— les formations volcano-sédimentaires à sulfures finement disséminés (cuivre, plomb, zinc, argent) de Bretagne, type de minerai classique dans certains pays étrangers, mais difficile à valoriser ;

— les grès quartzites à rutile et zircon de Bretagne.

★ Diverses mesures financières et fiscales complètent cet ensemble. Une *taxe parafiscale* sur les granulats (sables et graviers d'alluvions) a été instituée ; elle est versée par les exploitants, et son produit est affecté à l'inventaire et à l'évaluation de nouveaux gisements de granulats, dans les vallées des grands cours d'eau et dans les dépôts côtiers marins, et à des études et essais de restauration des sites d'anciennes exploitations. Le *« plan cuivre »* mis en place en 1973 a obtenu des crédits renforcés (10 milliards de francs en 1973, 25 à 30 milliards de francs/an depuis 1975) ; sa vocation, grâce à des subventions et des incitations financières, est de favoriser et de soutenir la recherche de gisements de cuivre en France et à l'étranger et de développer les infrastructures métallurgiques sur le territoire : jusqu'à présent, faute d'usines à cuivre importantes, la France est dans l'obligation d'acheter du cuivre déjà raffiné (au lieu de concentrés ou de métal brut [blister], moins chers) et de faire retraiter à l'extérieur l'essentiel des déchets cuivreux collectés dans le pays.

Enfin, la fiscalité minière dans les départements et territoires d'outre-mer (Guyane et Nouvelle-Calédonie) fait l'objet d'adaptations, afin d'inciter les entreprises minières françaises à y implanter des exploitations, ou à développer celles qui existent déjà.

Économies de matières premières

La prospection et le développement des gisements, qui apportent des ressources supplémentaires, sont essentiels pour améliorer l'approvisionnement national, mais cette voie n'est pas la seule envisageable ; une politique d'économies et de meilleure utilisation des produits d'origine minérale peut participer aussi à l'augmentation de l'autonomie du pays par :

— Une utilisation plus complète des matières premières dans les ateliers de transformation (réduction quantitative des chutes de fabrication et des « loupés »).

— La récupération et le recyclage des déchets industriels « obligés » et des métaux (entre autres substances) contenus dans les rejets ménagers et dans certains sous-produits ou effluents industriels, sous une forme plus ou moins dégradée ou mixteuse. Des techniques de sépara-

tion et de valorisation originales sont opérationnelles pour les résidus ménagers; des efforts doivent être faits au niveau de la collecte des vieux objets métalliques (ferreux et non ferreux), encore trop dispersée dans une multitude de petites entreprises artisanales, et trop peu performante, en termes de pourcentage récupéré.

— Une amélioration de la durée d'usage des biens manufacturés, soit directement par une conception plus solide des produits leur assurant une longévité accrue, soit indirectement, par une conception telle que d'éventuelles réparations soient possibles (avec les modifications des structures de fabrication et les méthodes de commercialisation que cela suppose).

En fait, on se heurte dans ce domaine à l'une des caractéristiques maîtresses des systèmes de consommation moderne, fondés sur la production intensive de biens peu durables, remplaçables et non pas réparables.

Les dispositions d'ordre international

Coopération bilatérale avec les pays en voie de développement

L'instauration et l'extension d'accords de coopération avec les pays en voie de développement — en premier lieu, avec les États nouvellement indépendants d'Afrique, mais aussi, maintenant, avec certains pays d'Amérique latine et d'Asie du Sud-Est — sont une constante de la politique étrangère de la France.

Cette coopération, en ce qui concerne les matières premières minérales, revêt différents aspects :

— Assistance technique et financière dans le domaine géologique — prospections minières, travaux hydrogéologiques (reconnaissance et exploitation des ressources en eau) — et dans celui de l'ingéniérie — études de valorisation de minerais, création et maintenance d'installations minières, minéralurgiques et métallurgiques.

— Création, plus récemment, du C. E. S. M. A. T. (Centre d'études supérieures des matériaux), qui a pour vocation d'accueillir les futurs responsables miniers des pays en voie de développement pour des stages de formation de haut niveau.

— Mise en place, récente également, de fonctionnaires spécialisés (attachés miniers) dans les ambassades françaises situées dans certains pays à importante activité minière; leur rôle sera, dans le domaine des exploitations minérales, calqué sur celui des attachés commerciaux.

Ces actions resserrent les liens entre les pays en voie de développement concernés et la France, liens qui contribuent à accroître ou maintenir la sécurité des actifs et investissements des entreprises minières françaises à l'étranger.

Accords d'approvisionnement d'État à État

Dans un ordre d'idées un peu différent, il convient aussi de rappeler l'essor des contrats d'État à État entre la France et les pays à économie planifiée (Union soviétique et Europe orientale), prévoyant la fourniture étalée sur plusieurs années de minerais, de métaux ou de substances énergétiques (gaz, charbon) par ces pays, en échange, généralement, de produits agricoles, dont la France est largement exportatrice.

Actions multilatérales

Elles ressortissent pour partie au domaine de la politique étrangère et pour partie à celui du système économique international, et se situent dans le cadre de réunions internationales, telles que la C. N. U. C. E. D. (Conférence des Nations unies pour le commerce et le développement) ou la Conférence Nord-Sud, tenue à l'instigation de la France. Appuyée par diverses autres nations, la France y défend sa conception d'une politique de concertation et de coopération étroite entre pays producteurs et pays consommateurs, pays en voie de développement et pays industrialisés — politique dont les répercussions débordent largement la seule question des échanges de matières premières minérales.

Les mesures de précaution

Elles comportent deux volets : la constitution d'un stock métallique de sécurité et la recherche d'une diversification des sources d'approvisionnement extérieures.

Les modalités de fonctionnement du **stock de métaux non ferreux** ont déjà été développées dans le chapitre consacré aux prix et marchés des matières premières minérales; nous rappellerons que cette réserve, propriété de l'État, est destinée à approvisionner l'industrie transformatrice nationale en période d'approvisionnement difficile (pénuries transitoires résultant d'offre insuffisante, d'embargos décidés par certains producteurs, de grèves paralysant l'activité minière ou métallurgique d'un pays fournisseur, telle celle qui, en 1970, dans le secteur du nickel, a duré 5 mois au Canada...) ou trop onéreux (du fait d'une surconsommation créant une forte tension sur les prix, ou de manœuvres spéculatives, comme dans l'hiver 1973-1974).

La **diversification des sources d'approvisionnement** a pour but de réduire, non la dépendance générale du pays, mais sa dépendance pour telle ou telle matière première minérale, issue de la prééminence d'un fournisseur. En fait, la dépendance, due à la nécessité d'approvisionnements extérieurs, n'est pas un phénomène intrinsèquement grave, du moins si les origines géopolitiques des importations sont suffisamment variées et équilibrées les unes par rapport aux autres. Mais dans le cas d'achats effectués auprès d'un petit nombre de fournisseurs, l'approvisionnement du pays client sera immédiatement, et fortement, affecté par toute chute de production ou relèvement brutal du prix survenant du fait d'un des fournisseurs (*tabl.* XV).

Maintenir une diversification efficace des importations devient évidemment très malaisé lorsqu'il existe un cartel de producteurs (exemple typique du pétrole) ou un oligopole (minerais de titane...) détenant la quasi-totalité du marché international.

Actuellement, la diversité des approvisionnements de la France reste insuffisante pour plusieurs matières premières minérales. Les raisons de cette situation sont variées : petit nombre d'exportateurs dans le monde (platine [Afrique du Sud et Union soviétique], titane [Australie et Canada, etc.]) ; impératifs technologiques (les spécifications recherchées ne sont offertes que par un ou deux producteurs [minerai de cobalt, exclusivement acheté au Maroc]) ; implantation géographique des filiales des groupes français (cas des bauxites) ; considérations historiques : approvisionnement préférentiel auprès des anciennes colonies, devenues producteurs indépendants et liées à la France par des accords économiques et monétaires (phosphates du Maghreb, du Togo et du Sénégal ; minerai de manganèse du Gabon ; uranium du Niger et du Gabon).

A titre d'exemples, on peut citer comme structures d'approvisionnement équilibrées, celles :

— du tungstène (aucun des huit principaux fournisseurs ne détient plus de 20 % du marché français) ;

— de l'antimoine, neuf zones géographiques (comprenant chacune un ou plusieurs pays) participant à l'approvisionnement français, chacune à hauteur de 4 à 20 % ;

et comme approvisionnements insuffisamment ou pas du tout diversifiés, ceux :

— des borates (73 %, en valeur, sont fournis par les États-Unis) ;

— du manganèse (Gabon, 50 %, et Afrique du Sud, 32 %) ;

— des phosphates bruts (Maroc, 50 %, Togo-Sénégal, 40 %) ;

— des concentrés de terres rares (Australie pour 85 %) ;

— des concentrés de titane (98 % fournis par le dipole Australie-Canada).

BIBLIOGRAPHIE

BOURRELIER P. et al., *Matières premières minérales et Relations internationales, Annales des Mines,* Paris, janvier 1975. - CALLOT F., *Production et Consommation mondiales de minerais en* 1973, *Annales des Mines,* Paris, décembre 1975. - GUILLEMIN C., *Les ressources minérales et énergétiques vont-elles manquer?, Revue du palais de la Découverte,* nº spécial 3, Paris, mars 1974. - MALKIN D., SARBIB J.-L., *les Matières premières minérales, Perspectives mondiales et politiques d'approvisionnement,* la Documentation française, Paris, 1975. - *L'Énergie, les minerais et les métaux en France en* 1975, *Annales des Mines,* Paris, sept.-oct. 1976. - *Matières premières et Développement,* dossier Jeune Afrique/Economia, nº 1, Presse africaine associée éd., Paris, 1974. - *Statistique de l'industrie minérale,* ministère de l'Industrie (S. T. I. S. I.), Imprimerie nationale, Paris, 1974.



R. Serment

▲ *Un ancien plateau de broyage dans la mine d'Imiter (Maroc); les minéraux d'argent étant finement disséminés dans la roche, les mineurs du XVIIe siècle broyaient le minerai à la main dans ces jarres de terre cuite.*

GISEMENTS DE MINERAIS ET PROSPECTION MINIÈRE

Très tôt dans son histoire, l'homme a compris l'utilisation qu'il pouvait faire des métaux. Il emploie dans un premier stade les métaux natifs (cuivre, or, argent) qu'il recherche dans les alluvions (placers aurifères), dans les parties superficielles et oxydées de divers gîtes (cuivre, argent).

La découverte de la fusion lui permit d'extraire les métaux de certaines roches : apparition du minerai. Par la fusion de minerai contenant plusieurs minéraux, il découvrit les alliages. L'âge du bronze marque une étape importante dans l'évolution de l'homme.

Constatant la relative rareté de certains métaux, il utilisa ceux-ci soit pour battre de la monnaie ou confectionner des bijoux (argent, or), soit pour la fabrication d'objets utilitaires ou d'armes (cuivre, fer, plomb).

Comme la demande s'accroît, il se met à la recherche d'autres sources de minerai, les exploitant d'abord en surface, puis en travaux souterrains : l'*art de la mine* est né. Cet art est très ancien. Les mines du Sinaï, connues plus tard sous le nom de « mines du roi Salomon » dans la Bible, étaient exploitées par les anciens Égyptiens dès 2800 avant J.-C. A cette époque lointaine, les Grecs exploitaient des filons aurifères (mines de Cassandre). Au Moyen Age et pendant la Renaissance, les exploitations se développèrent. En France, certaines régions furent les lieux privilégiés d'une intense activité minière : Massif armoricain, Massif central, Vosges. A l'étranger, ce furent surtout la Saxe, la région du Hartz et les Monts Métallifères (Erzgebirge). Les mines de Saxe ont donné naissance au capitalisme moderne. En 1556 paraît le premier ouvrage traitant de l'art des mines, c'est le célèbre *De re metallica* du Saxon Georgius Agricola.

Parallèlement à cette intense activité, les mineurs accumulent de nombreuses observations sur la nature des roches, les liaisons préférentielles de celles-ci avec certains gîtes, le contrôle des structures minéralisées, l'importance des fractures : la *géologie* naît ainsi. L'œuvre de Werner à la fin du XVIIIe siècle en marque l'éclosion, deux siècles après celle de son compatriote Agricola.

Dès le XVIIe siècle, paraissent les premiers ouvrages sur les gîtes minéraux; ce sont des répertoires de gisements métalliques accompagnés parfois d'une petite description. Citons, parmi les plus célèbres en France, pour la Bretagne la liste de la baronne de Beausoleil reproduite par Gobet dans *les Anciens minéralogistes,* et pour le Languedoc l'*Histoire naturelle de la province du Languedoc* de De Gensanne.

Les premières études expérimentales datent du début du XIXe siècle. En 1849, Daubree, à partir de la synthèse de la cassitérite (SnO_2), met en évidence le rôle que jouent des vapeurs venant des profondeurs, contenant eau, chlore, fer, dans le dépôt des minerais d'étain. Élie de Beaumont (1847) avait souligné la liaison minéralisation-roches ignées. Toutes les connaissances acquises sont synthétisées par E. Fuchs et L. de Launay (1893), puis par L. de Launay (1913) dans son traité *Gîtes minéraux et métallifères.* Ce dernier a créé le concept de *métallogénie* pour cette branche des sciences géologiques.

L'accroissement de la demande en métaux provoqué par le développement industriel favorise la prospection et la découverte de nouveaux gîtes parfois très différents de ceux jusqu'alors exploités. Les études se succèdent : monographies sur un gîte ou un type de gîte. Répondant à un besoin de synthèse, apparaissent des classifications où les gîtes de différents métaux ou d'un seul métal sont classés suivant certains paramètres génétiques ou morphologiques.

Le rôle des paramètres génétiques dans la genèse des gîtes suscite des discussions parfois animées entre les différentes écoles. Il en est de même pour les origines de certaines minéralisations stratiformes sans liaison apparente avec une roche ignée à propos desquelles *syngénétistes* (tenants d'un dépôt des minéraux métalliques contemporain de la formation de la roche encaissante) et *épigénétistes* (tenants d'une mise en place des dépôts métalliques postérieure à la formation des roches encaissantes) s'affrontent, toutes ces discussions n'ayant en fait qu'un seul but, mieux comprendre la genèse des gîtes minéraux et déterminer les facteurs qui leur donnent naissance.

Si, à une certaine époque, les découvertes minières ont été le fruit du hasard — le gîte important de Sudbury, au Canada, fut découvert en 1895, lors du creusement d'une tranchée de chemin de fer — actuellement, le développement des connaissances sur les gisements, d'une part, et la géologie des pays, d'autre part, permettent, à une certaine échelle, de définir les zones où des recherches approfondies seraient susceptibles de mettre en évidence de nouveaux gîtes. C'est la *gîtologie* prévisionnelle.

Les gisements de minerai

Définition d'un gisement

Deux définitions peuvent être données : l'une purement économique, l'autre géochimique.

Dans une définition économique, un minerai est une roche contenant un ou plusieurs métaux à une teneur suffisante et sous une forme minéralogique telle que l'exploitation puisse en être envisagée avec rentabilité. Conséquence logique, un gisement est une accumulation de minerai d'un tonnage suffisant pour que l'exploitation puisse en être effectuée avec profit. On voit donc immédiatement qu'en fonction de la localisation géographique, de la situation politique, économique, etc., d'un pays, une même concentration sera ou non un gisement, et que des changements économiques, géopolitiques ou technologiques (nouvelles utilisations de certains métaux, par exemple du titane dans l'aérospatiale) peuvent rendre, au moins temporairement, une concentration donnée exploitable ou non.

Dans une définition géochimique, tous les éléments sont normalement contenus à l'état plus ou moins dispersé dans les différentes roches constituant l'écorce terrestre. Huit éléments seulement (O, Si, Al, Fe, Ca, Na, K, Mg) représentent 98,3 % en poids des constituants des roches ignées. Un gisement minier sera donc une *concentration anormale* en certains éléments. La métallogénie est l'étude de la formation et de l'évolution de ces concentrations anormales.

Les classifications

Parmi les plus anciennes tentatives de classification, signalons celle d'A. von Groddeck (1878) dans *Die Lehre von der Lagerstatten der Erde*.

Il n'est pas possible de donner dans les limites de ce fascicule une vue d'ensemble des différentes classifications proposées depuis le début du siècle. Nous rappellerons brièvement un certain nombre d'auteurs qui ont fait date.

L. de Launay (1913) utilise comme paramètre principal le contenu chimico-minéralogique des divers gîtes et leurs associations avec des roches ignées. W. Schneiderhohn (1944) classe les gîtes selon des critères minéralogiques

et morphologiques mais ne tient pas compte de l'enveloppe géologique des gisements. E. Raguin (1961), dans sa 3e édition de la *Géologie des gîtes minéraux*, suit la même voie, mais insiste sur le fait que les classifications futures « devraient être à base physico-chimique ». Parmi les autres auteurs, citons R. Beck (1904), W. E. Petrascheck (1961), A. M. Bateman (1950), I.-A. Bilibin (1955), H. Borchert (1952).

Sous l'influence de F. Blondel (1942) apparaît la définition de classement par types (classification typologique), c'est-à-dire une classification analogique où les gisements sont regroupés par caractères communs « observables et non supposés : l'analogie doit porter sur l'ensemble des caractères observables; les différences entre deux gisements d'un même type doivent être faibles au total ». F. Blondel (1955) utilise cette méthode pour les gisements de fer et définit ainsi une quinzaine de types de gîtes. P. Routhier (1958) reprend cette idée, la développe et établit une typologie générale pour l'ensemble des gîtes minéraux (1963). Dans le même esprit, une série de typologie est proposée pour les gisements d'un même métal par : J. Geffroy et J. Sarcia (1969) pour l'uranium; I. M. Varentsov (1964), J. Bouladon (1970), A. Wissink (1972) pour le manganèse; J. Bouladon (1969), C. Bauchau (1971) pour le plomb-zinc; H. Pelissonnier (1972) pour le cuivre.

Nous allons examiner quelques exemples de classifications.

Un exemple de classification génétique : classification par températures de formation

Pour W. Lindgren, la concentration des éléments métalliques est liée étroitement aux conditions de température et de pression qui règnent dans le milieu de formation. Le paramètre température est déterminé par la présence dans les différentes paragenèses (association de divers minéraux) de certains minéraux dont la température de formation serait significative. Celle-ci est évaluée par synthèse expérimentale de certains d'entre eux, par des modifications importantes de structure à certaines températures (point d'inversion : passage du quartz α au quartz β à 573 °C par exemple), par des changements de couleur, etc. Par ces méthodes, P. Ramdohr sélectionne 49 minéraux qu'il considère comme des thermomètres géologiques.

Parmi les gisements, W. Lindgren distingue deux grands groupes : le premier comprend les gisements dont l'origine est due à des procédés mécaniques de concentration (gîtes détritiques, placers, etc.) formée à température et pression modérées; le second, le plus important, réunit les gîtes issus de processus chimiques de concentration et dont la température et la pression varient dans de larges limites. Dans ce second groupe, il distingue trois sous-groupes, en fonction : du milieu de formation sédimentaire, des relations avec des roches plutoniques, avec des magmas. Au sein de ces sous-groupes, il définit les phénomènes de concentration des différents gîtes par l'évaluation de la température et de la pression mises en jeu, accordant la prédominance au paramètre température, la pression n'intervenant qu'en second lieu.

Deux exemples de classifications typologiques

Classification de l'ensemble des gisements par cadres géologiques

P. Routhier, dans son ouvrage *les Gisements métallifères* (1963), définit ainsi l'intérêt d'une classification : « Faciliter la connaissance en constituant des groupements sur la base d'*analogies*. Du point de vue pédagogique, exposer en évitant le plus possible les répétitions; faciliter la découverte de nouveaux gisements, c'est-à-dire orienter la prospection. Pour remplir ce deuxième but, il faut utiliser les analogies. »

Analysant, parmi les différentes classifications génétiques existantes, les critères géologiques ou physicochimiques (température, pH) utilisés, il souligne d'une façon pertinente l'insuffisance des classifications physicochimiques, insuffisance qui se traduit par une certaine hétérogénéité due à la nécessité d'introduire, outre les paramètres physico-chimiques, d'autres points de vue, en particulier géologiques, pour distinguer les différents gîtes. Cette hétérogénéité rend toute comparaison difficile. Reprenant et complétant la liste des défauts généraux des classifications génétiques déjà soulignés par F. Blondel, P. Routhier constate : que l'histoire géologique des roches encaissantes est mal connue pour beaucoup de gisements; que les relations chronologiques existant entre la formation d'un gîte et celle de son enveloppe sont souvent discutées, cet état de fait débouchant en particulier sur la querelle syngenèse-épigenèse; qu'un grand nombre de gisements se sont formés non pas en une phase de concentration unique, mais en une succession de phases qui peuvent s'échelonner dans le temps. Cette dernière constatation explique les nombreuses divergences qui existent entre les auteurs des différentes classifications génétiques, divergences ayant pour origine le choix, variant d'un auteur à l'autre, du processus concentrateur.

P. Routhier aboutit donc « à un constat de carence partielle des classifications génétiques de gisement », et propose une classification naturelle. Il montre l'intérêt du *type* dans la définition du gisement métallifère. Remarquant que la notion de type « s'impose souvent au praticien au même titre que la physionomie », il souligne le caractère délicat de la définition du type par l'ensemble convergent des caractères communs. Il propose donc un premier stade : la rédaction, par gisements connus, de fiches où les caractéristiques perceptibles seront mises en évidence. A partir de celles-ci, on dégagera, pour chaque métal, des types définis à partir des caractères « appartenant en propre aux gisements et à l'enveloppe du gisement » (voir *les Gisements métallifères*, tome I, p. 44). Cette idée extrêmement féconde a été reprise par beaucoup de métallogénistes.

Dans le désir de rester très proche des préoccupations premières du géologue minier qui se résument dans ces deux questions : quelles substances minérales peut-on espérer découvrir dans des conditions géologiques déterminées, d'une part? et dans quelles conditions géologiques peut-on espérer découvrir tel ou tel métal, d'autre part? il répond à cette dernière question en établissant une classification où il met l'accent sur la lithologie (roches encaissantes) et la morphologie des gîtes. Le contenu chimico-minéralogique n'intervient qu'en second lieu. Dans ce cadre, chaque type est caractérisé par une dénomination lithologique ou minéralogique, ou quelquefois simultanément par les deux termes « évoquant d'emblée quelques-uns des principaux caractères du type. Par exemple, pour le manganèse : type oxydé-carbonaté à la base de transgressions à dominante siliceuse, ou type Tchiatoura ».

Ces types sont regroupés dans des tableaux généraux indépendants des hypothèses génétiques et mettent l'accent sur la liaison avec les roches encaissantes. Le contenu chimico-minéralogique n'intervient qu'après la roche encaissante et la forme morphologique.

Classification des gisements d'un même métal selon des caractères chimico-minéralogiques

H. Pelissonnier (1972) fonde sa classification sur des distinctions chimico-minéralogiques, la structure intervenant comme deuxième paramètre. En analysant les éléments entrant en jeu dans la mise en place d'un gîte et en les comparant avec les nombreux paramètres géologiques liés au gisement lui-même, à l'enveloppe locale et régionale suivant les différentes échelles, trois d'entre eux lui apparaissent comme fondamentaux :

— l'association minéralogique (paragenèse), qui marque l'apport au sens le plus large et rend compte d'une manière indirecte de la zone source ;

— la structure locale, ou, d'une manière plus précise, la singularité dans la structure régionale qui exprime l'*étranglement*, assure la concentration et peut lui donner sa morphologie ;

— le milieu local, c'est-à-dire les roches encaissantes.

Ces paramètres ne sont pas indépendants les uns des autres (liaisons éventuelles entre structure locale et réceptacle, même origine indirecte du gisement et du réceptacle dans le cas de manifestations signées connexes par exemple). De plus, ils s'intègrent dans des enchaînements plus larges, représentés par divers paramètres induits mis en honneur par d'autres auteurs, température de formation, profondeur de mise en place, position dans l'évolution orogénique.

Pour H. Pelissonnier, une classification doit répondre à un triple désir : rendre compte des continuités spatiales (des minéralisations liées dans l'espace ne doivent pas être séparées dans une classification) ; saisir les filiations entre

Tableau I

Définition des types de gisements de cuivre avec leur importance relative en quantité de métal (Qc) et en indice de concentration (i = quantité de métal × teneur)

N° type	Désignation des types de gisements de cuivre	Éléments majeurs S, Fe	Éléments primaires marqueurs	Éléments mineurs fréquents	Minéraux typiques primaires	Gisements caractéristiques	Qc %	i %
1	Amas pyriteux associés à des roches volcaniques	I		Zn, Pb, Ag, Au, Se, Te, Ba	Pyrite, chalcopyrite, blende	Huelva, Flin-Flon, Timmins, Chypre, Mount Lyell, Murgul, Röros, Lökken...	9,90	12,52
2	Imprégnations stratiformes associées à des roches volcaniques pauvres en pyrite	II-III		Ag, Zn	Bornite, chalcosine	Kosaka, Hanaoka, Cavallo, Bagacay, Mantos Blancos, Diablo...	0,77	0,92
3	Gisements de cuivre natif associés à des laves basiques	III		Ag	Cuivre natif, chalcosine	Lac Supérieur	2,29	1,26
4	Gisements stratiformes au sein de schistes, marnes et et grès	III		Ag, Co	Chalcosine, bornite, chalcopyrite, cuivre natif	Mansfeld, Dzhezkazgan, Zambie, Shaba, Boléo, White Pine, Timna, Corocoro...	26,85	42,46
5	Gisements d'étain cuprifères	II	Sn	Bi, W, Ag	Cassitérite, stannite, chalcopyrite	Cornouailles, Akenobé, Ashio, Mount Pleasant...	0,61	0,69
6	Gisements porphyriques avec molybdène	II	Mo	Au, Re	Pyrite, chalcopyrite	Braden, Chuquicamata, Cananea, Bingham, Bisbee, Kounrad, Agarak, Majdanpek, Medet...	48,36	29,13
7	Gisements à énargite	II	S, As	Ag, Pb, Zn	Énargite, pyrite	Butte, Cerro de Pasco, Morococha, Bor...	4,02	5,50
8	Gisements à fer oxydé et associés à des roches intrusives basiques	II	O (oxydes métalliques)	Co, Ni, Au	Chalcopyrite, oligiste, magnétite	Craigmont, La Africana, Tamaya, Messina, O'Okiep, Cornwall...	2,38	2,61
9	Gisements associés à des intrusions basiques et ultrabasiques avec nickel abondant	I	Ni	Pt, Co	Pyrrhotite, chalcopyrite, pentlandite	Sudbury, Norilsk, Petchenga, Kambalda, Empress...	2,26	1,38
10	Gisements de quartz à chalcopyrite	II	?	Co, Au	Chalcopyrite, pyrite, quartz	Allihies, Bou Skour...	0,05	0,07
11	Gisements avec sidérose	II	CO_3Fe, Sb	Ni, Ba, Ag, Bi, Hg	Sidérose, chalcopyrite, tétraédrite, barytine	Mitterberg, Banca, Alzen...	0,05	0,12
12	Gisements à mispickel ou pyrrhotite et or	I à II	Fe, As	Au, Ag, Bi	Mispickel, pyrrhotite, chalcopyrite	Cabor, Boliden, Salsigne, Rossland...	0,30	0,46
13	Gisements à tennantite avec germanium	III	Ge, As	Pb, Zn, Co, U, V, Mo, Ag, Cd	Tennantite, chalcosine, reniérite	Tsumeb, Kipushi...	0,70	2,26
	Divers non classés						1,35	0,63

Dans la 3e colonne : I = excès de S et Fe
II = S et Fe normal
III = déficit de S et Fe

▲ ***Tableau I :*** ***définition des types de gisements de cuivre avec leur importance relative en quantité de métal (Qc) et en indice de concentration (i = quantité de métal extérieur)*** [***d'après H. Pélissonnier,*** Annales des Mines, *mars 1974*].

minéralisations variées (les cas de transition en particulier doivent être étudiés) ; rendre compte d'une façon synthétique des différents aspects d'un gisement.

Développant sa pensée dans *les Dimensions des gisements de cuivre dans le monde* (1972), il aboutit à la conclusion que la paragenèse, qui permet d'appréhender d'une manière indirecte la *source* à l'origine du gîte, sera le « paramètre primaire fondamental définissant la série la plus complète de types ». L'ordonnancement de la classification tiendra compte des liaisons dans l'espace (formation à la surface ou en profondeur) et dans le temps (position dans l'évolution orogénique). Les types principaux se situeront à certains nœuds de l'intersection entre classification structurale et paragénétique.

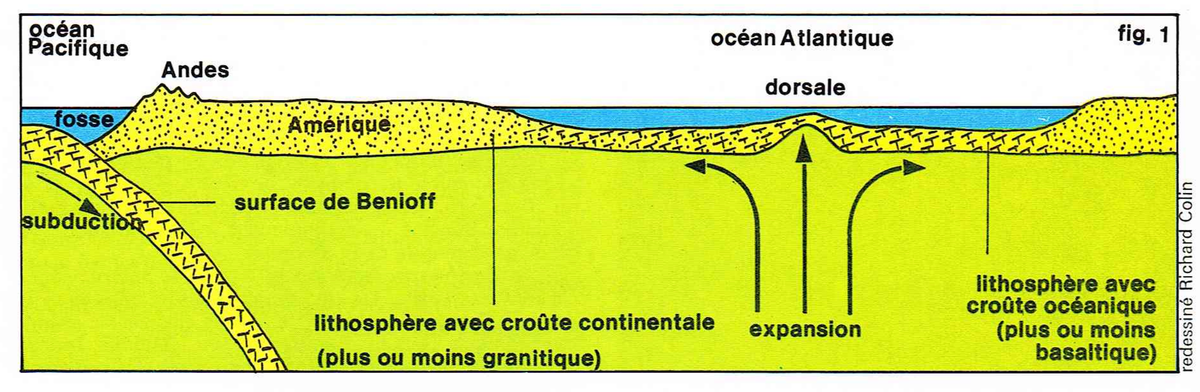
La définition des différentes paragenèses se fait par l'intermédiaire des éléments majeurs et des éléments mineurs. En effet, dans l'association minéralogique, les éléments majeurs toujours présents et à teneurs élevées, exprimés minéralogiquement, permettent quelques grandes coupures. Ils seront semi-quantifiés selon les minéraux et les proportions respectives. Quant aux éléments mineurs, si certains existent d'une façon très constante dans les gisements d'un même type, on ne peut pas, malgré tout, les considérer comme caractéristiques, car ils peuvent exister exceptionnellement dans des gisements d'autres types. L'élément mineur considéré est « un marqueur du type ».

Ce mode de classification a été établi pour les gîtes de cuivre (Pelissonnier, 1972), où 13 types ont été distingués (*tabl.* I), et pour les gîtes de plomb-zinc-argent (Bauchau, 1971), où 10 types de gîtes ont été mis en évidence, certains étant les mêmes que ceux définis pour le cuivre, notamment pour les gîtes où Pb-Zn-Cu sont associés (amas pyriteux, par exemple).

Les différents types de gisements

La formation des gisements minéraux est étroitement liée à l'évolution de l'écorce terrestre. Depuis une vingtaine d'années, il est admis que celle-ci est due à deux phénomènes fondamentaux : la dérive des continents et l'expansion des fonds océaniques. L'interprétation de l'ensemble de ces phénomènes a donné naissance à la tectonique des plaques.

La preuve de la dérive des continents, déjà perçue dans le passé par Wegener, fut apportée vers les années cin-



◀ *Figure 1 : représentation schématique du principe de la tectonique des plaques ; l'expansion a lieu au niveau de la dorsale océanique ; les plaques lithosphériques se déplacent, et leur affrontement dans les zones de subduction, le long d'un plan appelé « plan de Benioff », provoque des plissements et la formation de chaînes dites liminaires (d'après M. Lemoine,* la Recherche, *n° 33, avril 1973).*

quante par les géophysiciens. Au moment de leur formation, les roches sédimentaires ou ignées acquirent et conservèrent un magnétisme fossile (appelé aussi rémanent) dû au champ magnétique, donc à la position du pôle géomagnétique à l'époque de leur formation. Les mesures effectuées sur des roches de même âge de deux continents ont montré que la position des pôles ainsi déterminée ne coïncidait pas. L'existence de déplacements relatifs entre deux continents est ainsi prouvée.

Parallèlement, l'expansion du plancher océanique, à partir d'une zone médiane appelée dorsale, fut prouvée par l'existence d'anomalies magnétiques symétriques et parallèles à celle-ci ; cette dorsale présente dans sa partie médiane un fossé d'effondrement appelé *rift*. Ces anomalies dues à des inversions du champ magnétique sont bien connues et ont pu être datées. Elles ont permis de mettre en évidence le fait que l'âge du plancher océanique augmentait progressivement de cette dorsale vers le bord des océans. L'expansion est ainsi prouvée. La vitesse de déplacement est de l'ordre de quelques centimètres par an. Le mouvement est dû à des courants magmatiques de convection provenant du manteau sous-jacent.

Comme le diamètre de la Terre ne subit pas d'augmentation, il faut bien admettre que certaines portions de la lithosphère sont réabsorbées dans le manteau. Cela se fait au niveau des fosses océaniques, le long d'un plan dit de subduction, appelé aussi plan de Benioff (*fig.* 1).

La partie supérieure de l'écorce terrestre, ou lithosphère, est divisée en un certain nombre de plaques (16 principales) délimitées par les grandes lignes de séismicité. Ces plaques s'écartent au niveau des dorsales et se rapprochent dans les zones de subduction. Leurs « collisions » provoquent la formation de chaînes. On distingue :

— les chaînes de collision, qui résultent de l'affrontement de plaques portant du matériel continental ; c'est le cas du domaine mésogéen ;

— les chaînes liminaires, dues à l'enfoncement d'une plaque lithosphérique océanique sous une plaque dont la croûte peut être soit continentale, soit océanique.

L'enfoncement de la plaque océanique le long du plan de subduction provoque la fusion du matériel superficiel. Les produits de fusion les plus légers se séparent sous forme de magma calco-alcalin andésitique et de basaltes tholéitiques, et s'élèvent vers la surface où ils forment un arc volcanique.

Un sillon sous-marin très profond marque le départ du plan de subduction. Sa profondeur est fonction de la vitesse de subduction et de la masse de sédiment qu'il reçoit. Émergés, si la quantité reçue est importante, ou non, ces sédiments d'origine soit océanique, soit volcano-détritique, forment un bourrelet appelé arc sédimentaire, qui double l'arc volcanique vers l'Océan. Il contient des lames d'ophiolites provenant de l'arrachement de lambeaux du fond océanique le long du plan de subduction. L'arc sédimentaire subit un métamorphisme général de haute pression qui est caractéristique.

Dans le cas où les deux plaques lithosphériques sont à croûte océanique, il y a formation au milieu du domaine océanique d'un arc insulaire, pouvant être uniquement volcanique ou associé à un arc sédimentaire. Dans le cas où une plaque océanique descend sous une marge continentale, la chaîne formée est dite cordilléraine. Comme une chaîne insulaire, elle possède un arc volcanique et magmatique continu à volcanisme calco-alcalin et à magma intrusif granodioritique, générateur de minéralisations.

Le régime de subduction, sous la marge continentale, par des phénomènes de distorsion, provoque le volcanisme de l'arc magmatique et la formation de bassins de sédimentation subsidents. Les plus proches de l'arc se comblent de sédiments de type grauwackes associés à quelques émissions volcaniques. Le remplissage est parfois traversé par des intrusions granodioritiques tardives. Les bassins les plus éloignés sont comblés par des sédiments banals.

Sur le côté océanique, la proximité du sillon de subduction amène soit des effondrements de la marge continentale à remplissage de sédiments volcano-détritiques passant latéralement aux sédiments du sillon, soit des phénomènes de soulèvement faisant apparaître le socle sialique sans couverture.

Le cycle d'une chaîne liminaire peut être schématisé par quatre étapes :

altération érosion ⟵ orogenèse
↓ ↑
sédimentation ⟶ subsidence

Au cours de celles-ci interviennent éventuellement dans chaque cycle des phénomènes volcaniques, métamorphiques, mise en place de granite, de roches grenues basiques et ultrabasiques. Parallèlement, des concentrations métallifères sont susceptibles de se mettre en place aux divers stades de ces cycles.

On peut faire une première distinction entre minéralisation exogène formée à la surface de la lithosphère, et minéralisation endogène formée à l'intérieur de la lithosphère. Les gisements relevant de la première seront dus soit à des processus d'altération sur des roches en place ou sur des minéralisations préexistantes, soit à des processus de sédimentation détritiques, chimiques et biochimiques. Les gisements dus à la seconde comprennent ceux qui sont formés à une profondeur plus ou moins grande ; ils sont liés aux granites, au métamorphisme, au volcanisme, aux circulations d'eaux thermales en profondeur, et aux roches grenues basiques ou ultrabasiques.

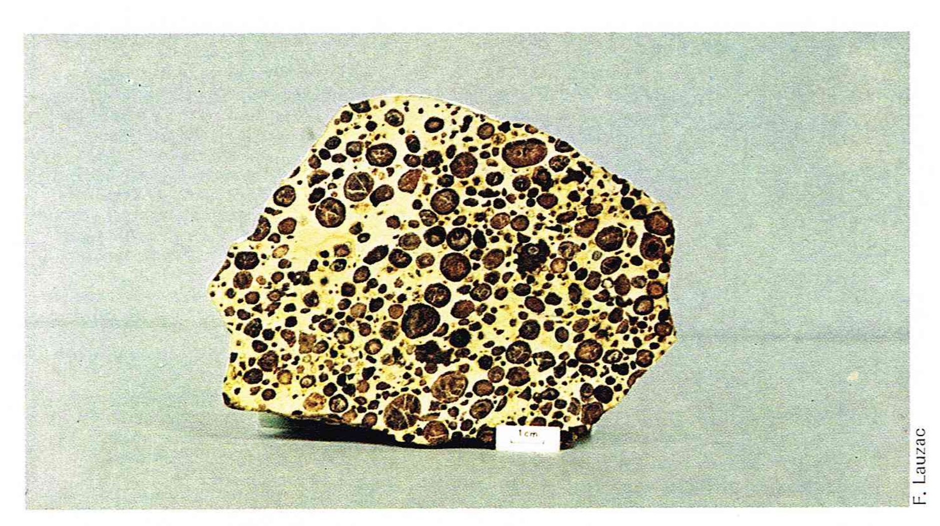
Il faut remarquer, pour ce second groupe, que si certains types de minéralisation restent présents et à peu près identiques à travers l'histoire de la Terre, amas sulfurés par exemple, d'autres types se situent préférentiellement à certaines époques géologiques : Précambrien ancien pour les épanchements ultrabasiques à nickel sulfuré, or, Mésozoïque à Tertiaire pour les porphyry coppers. Cet état de fait est dû à l'évolution de l'écorce et de l'atmosphère terrestres.

Minéralisations formées à la surface de la lithosphère : minéralisations exogènes

Gisements dus à des phénomènes d'altération superficielle

Deux conditions sont nécessaires à la formation de ces concentrations : un climat chaud et humide d'une part, un relief peu accentué d'autre part. On les trouvera donc sur des surfaces pénéplanées où règne, ou a régné anciennement, un climat tropical. Ces régions doivent en outre présenter une certaine stabilité crustale, un abaissement du niveau de base pouvant détruire ces concentrations par reprise de l'érosion. Ce phénomène d'altération superficielle est à l'origine de concentrations importantes de fer, nickel, aluminium, manganèse, magnésium.

★ *Les gisements de nickel en Nouvelle-Calédonie* sont le résultat de l'altération d'une péridotite partiellement serpentinisée contenant *in situ* 0,25 % de nickel. Peut-on préciser le phénomène concentrateur ?



F. Lauzac

▲ ***Un échantillon de bauxite pisolithique provenant d'Umjat (Ariège).***

Dans une première phase, Si et Mg, constituants de la roche mère, sont partiellement lessivés. Il en résulte la formation d'un matériau limonitique (terre rouge ou jaune) contenant 0,8 à 1 % de nickel considéré comme inexploitable et pouvant être éventuellement surmonté d'une cuirasse d'oxyde de fer compact. Les eaux météoriques percolent à travers cette formation, entraînent une partie du nickel, le déposent au contact de la roche saine, amenant la formation d'un minerai de couleur verdâtre dit serpentineux, contenant 1,3 à 1,6 % de nickel (rarement 3 à 9 %) et 0,10 à 0,15 % de cobalt. Ce minerai est constitué par des hydroxydes et des silicates de Ni (garniérite).

Il est évident que, pour aboutir à des concentrations économiquement exploitables, ce processus doit se dérouler durant une période de temps importante. A Cuba, l'altération a commencé au Tertiaire et se poursuit actuellement. Elle peut être aussi fossilisée. C'est le cas des gisements grecs; l'altération date du Jurassique supérieur et a été stoppée, c'est-à-dire fossilisée par une transgression au Crétacé supérieur.

L'âge des gîtes de nickel latéritique varie du Précambrien (Brésil, Madagascar) au Tertiaire (Nouvelle-Calédonie). La localisation géographique est contrôlée par la mise en place de roches ultrabasiques d'une part, par les phénomènes climatiques d'autre part.

★ *Les gisements résiduels d'aluminium sont constitués par les bauxites* résultant de l'altération par les eaux météoriques de roches alumineuses diverses. La bauxite (du village célèbre des Baux où ce minerai fut découvert en 1821) est formée par l'association de plusieurs hydroxydes d'aluminium (gibbsite, boehmite, diaspore) et de fer (goethite, lépidocrocite) associés à des minéraux argileux. Suivant l'environnement pétrographique des gîtes, on distingue deux groupes :

— *Les bauxites latéritiques à gibbsite prédominante.* Ce sont les bauxites les plus alumineuses formées dans les pays tropicaux aux dépens de roches silicatées : syénite néphélinique (Brésil), basalte, dolérite (Guinée, Indes), ou sur des schistes métamorphiques. Ce sont les gisements de bauxites les plus importants économiquement.

— *Les bauxites karstiques à boehmite prédominante,* localisées sur des roches carbonatées, calcaires ou dolomitiques au sein de poches karstiques. Les bauxites françaises sont de ce type (*fig.* 2).

La bauxitisation est un processus d'altération des roches caractérisé par une rupture complète des silicates d'alumine. La silice libérée ainsi que les bases alcalines et alcalino-terreuses sont éliminées par les eaux. L'évolution de la phase résiduelle (hydroxyde d'alumine et de fer) conduira à la formation des bauxites. Si la transformation *in situ* des roches alumineuses en bauxite latéritique dans les pays tropicaux est admise, l'origine du matériau initial alumineux des bauxites dans les gisements karstiques suscite de vives controverses.

J. de Lapparent (1930) développe la théorie d'une origine éluviale *(autochtonie);* les bauxites résultent de l'évolution sur place d'argiles de décalcification. M. Ehrart (1956) et E. Roch (1956) sont partisans de l'*allochtonie*. Le matériau initial, provenant de surfaces latéritiques situées sur des massifs de roches éruptives ou métamorphiques (Massif central, Maures), est transporté par voies éoliennes ou fluviales sur des terrains carbonatés émergés (isthme durancien pour les bauxites de Provence).

Pour J. Nicolas (1969), les bauxites du sud-est de la France sont des formations d'origine sédimentaire. Le matériel proviendrait d'anciennes latérites bauxitiques alumineuses et ferrugineuses démantelées, transportées et déposées en milieu aqueux. Durant le transport, effectué par étapes, le matériel continue à subir le phénomène de bauxitisation. Les bauxites se déposent en même temps que les sédiments qui forment le toit de ces gisements auquel elles passent progressivement.

La forme de ces gisements peut être différente : couches plus ou moins continues, poches de dimensions variables. Parmi les gisements les plus importants pour le type sur calcaire, citons ceux du midi de la France, d'Italie, de Grèce, de Yougoslavie et de Turquie.

D'autres métaux peuvent être concentrés par ce processus. Citons les gisements manganésifères des Indes, dus à l'altération des schistes cristallins à spessartite et rhodonite, de Côte-d'Ivoire, provenant de l'altération de séries volcano-sédimentaires, de Moanda (Gabon). Par le même processus se forme l'écume de mer (magnésite) sur certaines serpentines et péridotites en Grèce et dans l'Oural.

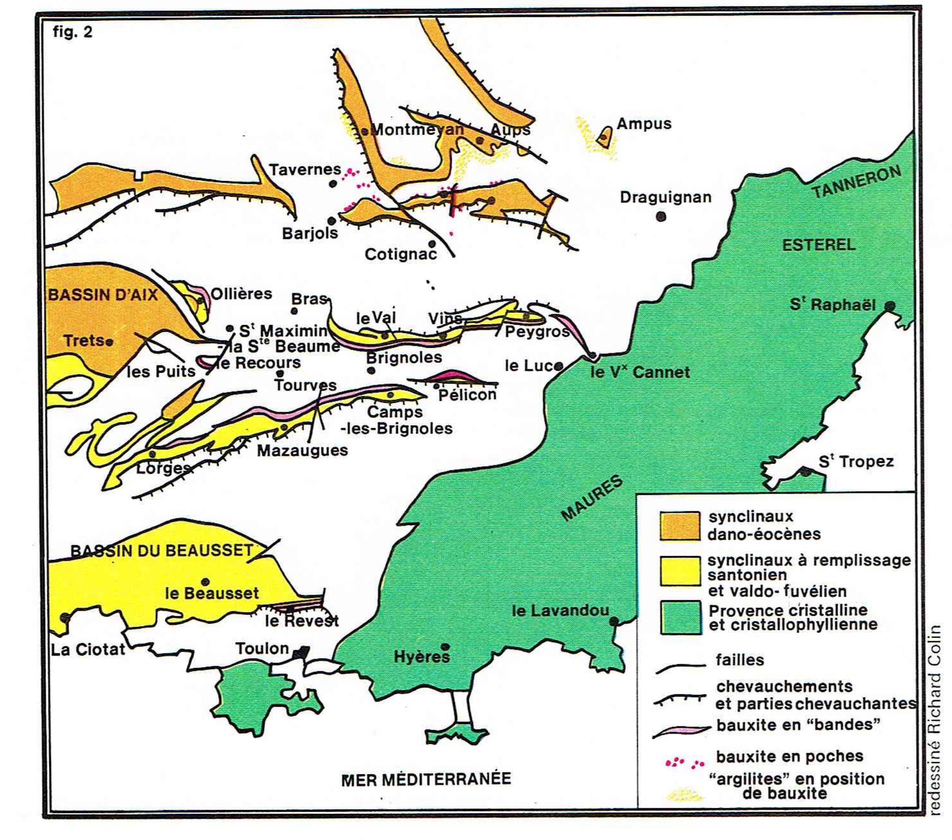
Gisements dus à une altération de minéralisations préexistantes sulfurées par circulation d'eaux vadoses

Ce mode de concentration aboutit à la formation de deux types de gisement : par enrichissement supergène, et par concentration en milieu karstique.

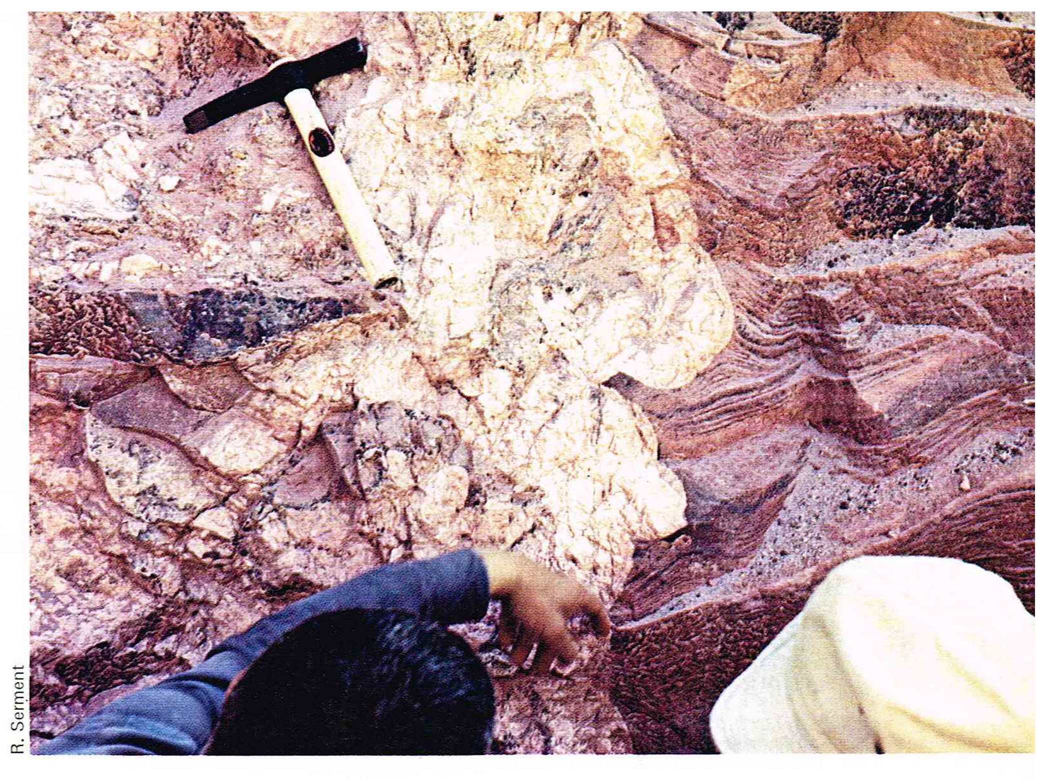
★ *Les gîtes d'enrichissement supergène* par oxydation et cémentation. Un gisement primaire généralement sulfuré peut subir un enrichissement dû à des phénomènes d'oxydo-cémentation sous l'action des eaux vadoses et des agents météoriques. Ces eaux mettent en solution des substances métalliques provenant de l'oxydation de gisements primaires, et les redéposent sous forme d'oxydes, mais surtout de sulfures enrichis, dans une partie plus profonde du protore (minerai primaire).

Ce processus de concentration revêt un intérêt économique par enrichissement des parties lessivées en une substance précieuse (or par exemple), par perte de matière

▼ ***Figure 2 : carte de localisation des bauxites varoises (d'après J. Nicolas, Annales de l'Institut géologique de Hongrie, vol. LIV, fasc. 3, 1969).***



redessiné Richard Colin



R. Serment

▲ ***Une poche de barytine dans la mine du Djebel Irkound (Maroc); ce minerai est utilisé comme matière de charge pour les peintures, vernis, résines et matières plastiques.***

stérile, et des parties profondes, tant du point de vue de la teneur en minerai que de celui du contenu métal, par substitution d'une espèce minérale plus riche à une autre préexistante.

Ces gîtes d'oxydo-cémentation présentent une zonalité verticale nette, essentiellement liée à la circulation des eaux. Elle s'exprime par des changements minéralogiques sur le plan du chimisme et de la structure. Dans le sens de la circulation des eaux descendantes, on distingue un certain nombre de zones caractéristiques dont l'importance est variable (*fig.* 3).

● *La zone oxydée* peut se diviser en deux parties, suivant l'intensité du phénomène d'oxydation :

— Le chapeau de fer : composé essentiellement de limonite et de minéraux résiduels peu altérables. Il est dû à l'action menée à terme des phénomènes d'oxydation qui continuent à se dérouler dans les parties profondes du gisement. Le chapeau de fer reproduit, dans ses grandes lignes, la surface initiale des minéralisations sulfurées à l'affleurement qu'il surmonte. Une certaine prudence est néanmoins nécessaire : en effet, sa formation par précipitation donne lieu parfois à un phénomène d'expansion trompeur. Une évaluation à vue du gîte caché par l'importance du chapeau de fer conduit donc à une surestimation du gîte primaire. C'est le cas, en particulier, pour une minéralisation en stockwerk dont les chapeaux de fer fusionnés auront le même développement que celui qui pourrait surmonter un filon important.

— La zone oxydée (s. st.), toujours lessivée dans sa partie supérieure, mais qui peut receler des minéralisations enrichies en oxydes dans sa partie profonde. Le niveau hydrostatique limite vers le bas cette zone. Les minéraux déposés sont essentiellement des métaux natifs (cuivre, argent), des carbonates (azurite, malachite, cérusite, smithsonite), des silicates, des oxydes (cuprite, ténorite).

● *La zone de cémentation :* enrichie en sulfures pauvres en soufre, située en dessous de la surface hydrostatique. Sa base est irrégulière et consiste en un passage au minerai primaire par appauvrissement progressif et continu. L'extension verticale du phénomène de cémentation est comprise entre 1 et 100 mètres.

● *Le gisement primaire ou protore,* dont la composition minéralogique n'a pas été modifiée par la circulation des eaux superficielles.

La position du niveau hydrostatique conditionne l'importance verticale du phénomène d'oxydo-cémentation. Au-dessus de la nappe phréatique, l'oxydation par les eaux vadoses de sulfures ferrifères (pyrite, pyrrhotite, mispickel, chalcopyrite) aboutit à la formation d'acide sulfurique et de sulfates ferreux. Par réaction chimique, d'autres sulfures métalliques sont lessivés et donnent naissance à des solutions acides sulfatées contenant certains métaux percolant à travers la structure minéralisée ou les roches encaissantes.

Les eaux sont capables de déposer des sulfures plus riches. Le dépôt se fait suivant la solubilité des différents composés formés, la nature de la gangue ou des roches encaissantes. Le plomb peu soluble se dépose rapidement sous forme de cérusite et d'anglésite. Le cuivre, particulièrement soluble s'il n'est pas piégé par suite d'affinité avec les roches encaissantes, atteint la zone de cémentation où il effectue une série de remplacement par un phénomène de métasomatose. Au cours de ces remplacements, le rapport métal-soufre a tendance à augmenter et les sulfures formés à atteindre leur stade de teneur maximale en métal. Ainsi, dans le cas du cuivre, la chalcopyrite sera remplacée par la chalcocite :

$$\underset{\text{chalcopyrite}}{CuFeS_2} + \underset{\text{sulfate de Cu}}{CuSO_4} \longrightarrow \underset{\text{chalcocite}}{2\,CuS} + \underset{\text{sulfate ferreux}}{FeSO_4}$$

On aboutit ainsi à la formation de gîtes très riches en teneur métal, mais dont l'importance peut être variable en fonction de l'amplitude de la zone de cémentation.

★ *Les minéralisations en milieu karstique.* Les eaux d'infiltration riches en CO_2 s'infiltrant dans des roches carbonatées provoquent, au sein de ces dernières, des phénomènes de dissolution par transformation du carbonate très peu soluble en bicarbonate plus facile à dissoudre, suivant la réaction :

$$CaCO_3 + CO_2 \underset{\text{précipitation}}{\overset{\text{dissolution}}{\rightleftharpoons}} Ca(CO_3H)_2$$

La totalité du CO_2 dissous n'intervient pas dans cette réaction. La quantité de CO_2 dissous reste en effet constamment en équilibre avec la teneur locale de l'air en CO_2, et seul l'excédent pourra se combiner avec les carbonates selon la réaction précédente. Celle-ci étant réversible, une diminution de la pression partielle du CO_2 entraînera la précipitation de la calcite qui avait été dissoute. Outre l'acide carbonique dissous, les acides organiques du sol (acides humiques), l'acide nitrique dû à l'ionisation de l'air au cours des orages et la silice dissoute dans les eaux superficielles pourront aussi contribuer à rendre l'eau agressive.

Ce mécanisme régit l'érosion karstique. En ce qui concerne le karst minier, il faut tenir compte aussi du fait que l'eau d'infiltration, outre les acides dont il vient d'être question, contient également de l'oxygène dissous. Lorsqu'il attaque une minéralisation sulfurée, il va donc y avoir oxydation des sulfures.

La pyrite, pratiquement toujours associée à la blende et à la galène, sera de loin le sulfure jouant le rôle le plus important. Comme dans les gîtes d'oxydo-cémentation, les sulfates métalliques de zinc (goslarite), et de plomb (anglésite) ou de cuivre, solubles en milieu acide, passeront donc en solution et seront déplacés.

Une fois le milieu neutralisé par la réaction de l'acide sulfurique sur le calcaire, ils reprécipiteront selon les réactions réversibles suivantes :

$$CaCO_3 + ZnSO_4 \rightleftharpoons ZnCO_3 + CaSO_4$$

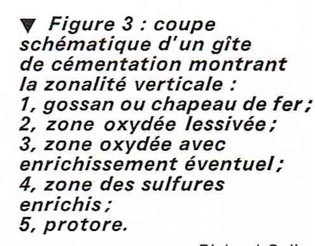
$$CaCO_3 + PbSO_4 \rightleftharpoons PbCO_3 + CaSO_4$$

$CaSO_4$ pouvant ensuite être dissous et disparaître à son tour.

Ce mécanisme d'érosion particulier du karst minier appelle la remarque suivante : tandis que le transport de la calcite à l'état de bicarbonate dissous peut se faire sur de longues distances (pourvu que la pression partielle du CO_2 de l'atmosphère ambiante reste suffisante pour maintenir suffisamment de CO_2 en solution), il n'en va pas de même pour le transport des produits d'oxydation de la pyrite, de la galène et de la blende. L'acidité du milieu, indispensable à la dissolution des sulfates provenant de l'oxydation de ces minéraux, ne peut se maintenir très longtemps dans un milieu carbonaté. Le déplacement de ces minéralisations sera donc toujours faible, et les karsts miniers oxydés se trouvent toujours à proximité des minéralisations sulfurées dont ils dérivent, même si, le plus souvent, il n'y a pas de continuité de la minéralisation à l'échelle des travaux miniers.

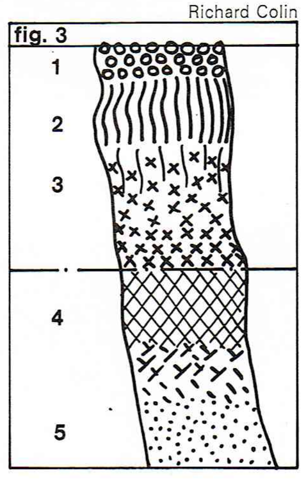
La blende étant plus facilement oxydable et ses dérivés oxydés plus solubles par rapport à la galène, le zinc migrera plus facilement que le plomb. Alors que la blende sera toujours détruite, la galène subsistera dans de nombreux cas, oxydée en surface seulement.

Au cours de leur trajet souterrain, les eaux vont voir leurs propriétés physico-chimiques se modifier par suite de leur action sur les roches traversées. L'agressivité des

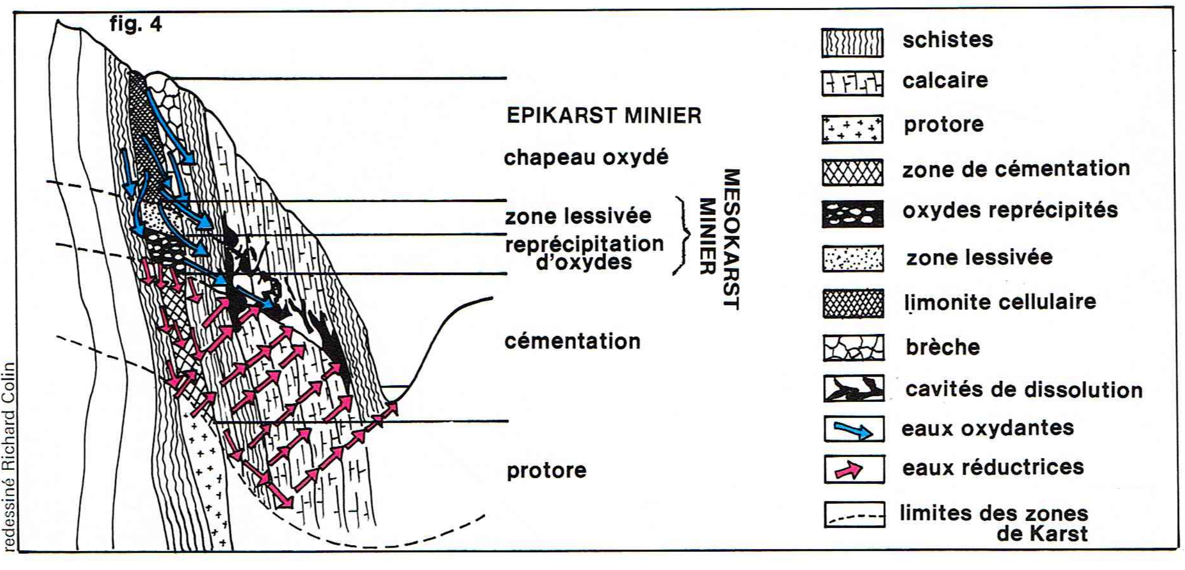


▼ ***Figure 3 : coupe schématique d'un gîte de cémentation montrant la zonalité verticale : 1, gossan ou chapeau de fer; 2, zone oxydée lessivée; 3, zone oxydée avec enrichissement éventuel; 4, zone des sulfures enrichis; 5, protore.***

Richard Colin



▶ *Figure 4 : zonalité verticale du karst minier (d'après V. A. Approdov).*



▼ *Figure 5 : coupe des dolines du Yun-nan (Chine), gisements de type karstique contenant du plomb (d'après F. Searls Jr.). Figure 6 : coupe du gisement d'Encantada Mine; exemple type de « wall-rock deposit » (nom donné par les auteurs anglo-saxons aux gisements d'éponte); un minerai sulfuré mixte plombo-zincifère a donné, par oxydation et migration différentielles du plomb et du zinc, un ensemble constitué d'un gîte stratiforme de plomb, conservé* in situ, *sous lequel des amas calaminaires se sont installés le long des fissures de la roche encaissante (d'après A. M. Bateman).*

eaux va tendre à disparaître, les propriétés oxydantes vont également s'affaiblir. On distinguera trois zones de karst minier (V. A. Approdov, 1962) [*fig.* 4] :

— *Épikarst minier,* zone la plus superficielle. Elle est entièrement oxydée.

— *Mésokarst minier,* situé sous le précédent. C'est une zone de lessivage où ne se rencontrent guère que les produits insolubles dégagés du calcaire.

— *Hypokarst minier,* les eaux circulantes ayant perdu tout pouvoir oxydant; il est caractérisé par une zone de cémentation à sulfures.

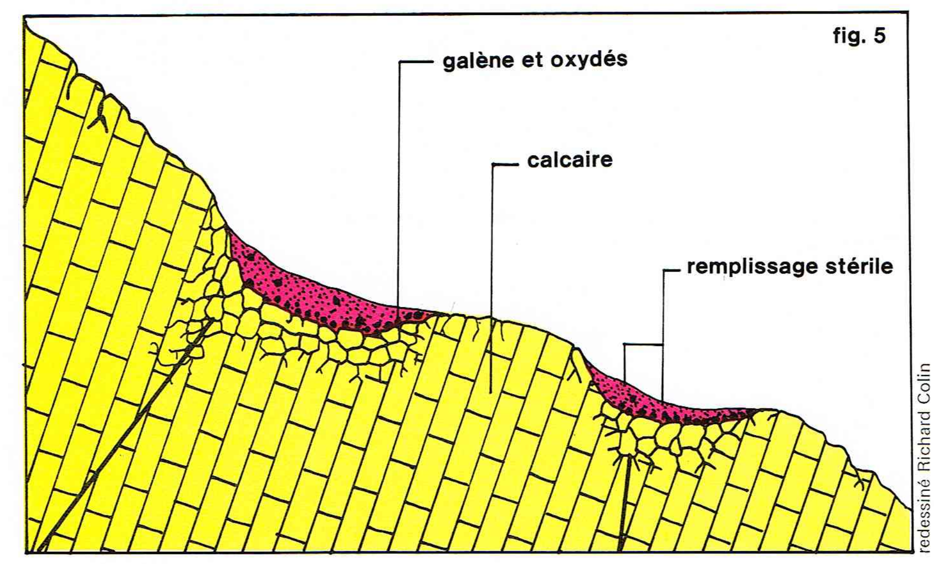
On retrouve la zonalité des gisements d'oxydo-cémentation.

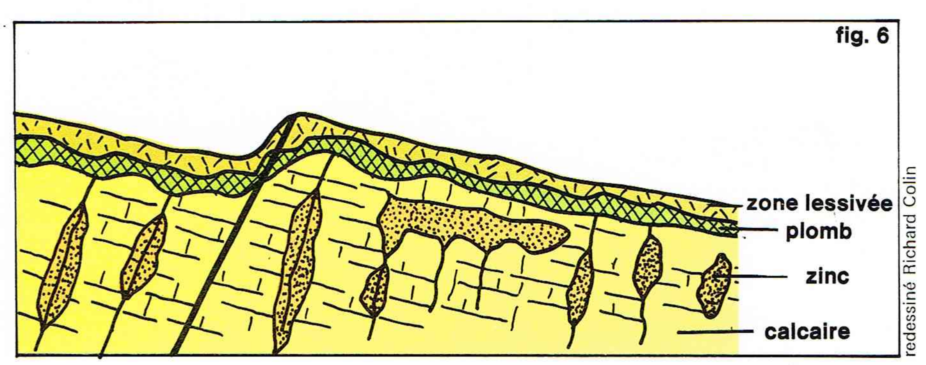
Liés étroitement aux phénomènes d'altération des masses carbonatées, les gisements miniers seront liés aux formes d'altérations karstiques. On distinguera :

— Les gisements de lapiez. Il s'agit de cannelures, de chenaux, gouttières parallèles ou anastomosées de tailles variables minéralisées en zinc (Bertha Mines, Virginie, U. S. A.), en plomb (Arenas et Su Sollu, en Sardaigne).

— Les gisements de dolines. Ce sont des dépressions formées à la surface du karst, dues à l'infiltration de l'eau dans les fissures du calcaire. L'évolution se fait par affaissement-dissolution *in situ* des blocs constituant le fond de la doline. Les gisements de plomb de Yun-nan sont de ce type (*fig.* 5).

— Les gisements au sein de cavités souterraines, extrêmement variés par leur forme et la nature de leurs minéralisations oxydées ou sulfurées suivant les cas. Parmi les plus célèbres, citons, pour les gisements oxydés : le Laurion en Grèce; pour les gîtes sulfurés, « les riches en argent » de Sardaigne (*fig.* 6).





Gisements sédimentaires

★ *Les gisements de type détritique. Placers fluviatiles et marins.* Par l'action des divers phénomènes d'altération et d'érosion, certains éléments (minéraux peu altérables et lourds, métaux natifs) peuvent être libérés. Entraînés, ils se reconcentrent au sein d'autres éléments détritiques et forment ainsi des placers.

En dehors des considérations économiques, il y a deux conditions nécessaires pour qu'il se forme un gisement détritique : l'existence d'une minéralisation, source primaire concentrée ou diffuse, et des circonstances favorables pour l'enlèvement, le transport, le dépôt et la concentration du minerai. Ainsi, un bon gisement primaire ne donne pas toujours un gisement détritique intéressant si la deuxième condition n'est pas réalisée, et une minéralisation primaire diffuse et non appréciable peut contribuer à former d'excellents gisements détritiques. Inversement, l'existence d'un placer (dépôts de graviers, sables, argiles ou autres alluvions contenant des particules de minerais en quantités exploitables) ne suppose pas forcément qu'il existe quelque part un gisement en place.

Le minerai peut provenir de filons exploitables, de veinules non exploitables (cas des veinules de cassitérite), de minéralisations disséminées (platine, chromite, or), de minéraux constituants des roches (magnétite, zircon, disthène, etc.), d'une roche-magasin (base du grès pour le diamant de l'Oubangui occidental), du remaniement d'anciens placers.

Pour subsister dans les alluvions, les minéraux doivent résister à la destruction chimique, par les agents atmosphériques en particulier, ainsi qu'à la destruction mécanique au cours de leur transport par les cours d'eau (usure, casse). Cependant, certains minéraux tendres, mais très lourds et peu altérables (cinabre, par exemple), peuvent se trouver dans les alluvions probablement assez près de la source.

Une dureté égale ou supérieure à 7 (dureté du quartz qui constitue la majeure partie des alluvions) favorise la conservation du minéral. L'existence d'un clivage n'im-

plique pas toujours la fragilité (cas du diamant et de la topaze). L'or minéral mou se conserve dans les alluvions grâce à sa malléabilité qui lui permet de se réduire en paillettes naviguant entre deux eaux, d'où une usure réduite.

Le processus de formation peut être divisé en trois phases.

● *La destruction des roches en place ou érosion.* On distingue deux formes d'érosion : l'érosion *linéaire,* érosion de l'eau courante sur le fond du lit ; l'érosion *aérolaire,* qui agit en surface. Les agents de cette dernière sont multiples : agents atmosphériques dont l'attaque varie avec les divers climats, agents biologiques et eaux de ruissellement.

● *Le transport des débris.* Amenés dans les lits des cours d'eau par la gravité et l'eau de ruissellement, ils sont emportés par les courants pour être redéposés à une distance plus ou moins grande en aval. Le transport peut se faire : *en suspension* dans le fluide, et il ne concerne que les matériaux fins et légers et n'intéresse la minéralisation des placers que dans le cas de l'or ; *en saltation,* les grains sautillant le long du fond ou bien étant mis en mouvement directement ou indirectement par d'autres grains rebondissant ; *par charriage* de fond, les matériaux roulant ou glissant le long du fond avec lequel ils restent en contact quasi permanent.

● *Le dépôt et le classement des alluvions.* Les matériaux solides charriés au fond se déposent si le courant n'a pas plus de force pour les transporter par suite d'une diminution de sa vitesse, ou s'ils sont piégés par les irrégularités du fond. Dans le cas général d'une brutale rupture de pente d'une rivière (rivière descendant d'un massif et arrivant dans la pénéplaine par exemple), la vitesse se réduit brusquement. D'abord se déposent les plus gros blocs (boulders), puis progressivement les dépôts plus ou moins bien classés.

A certains moments (décrues), les éléments lourds vont se déposer au milieu d'éléments plus gros de densité normale. Les minéraux lourds, plus petits, vont descendre entre les interstices des autres éléments ; leur descente sera facilitée par une granulométrie de plus en plus grossière vers le bas (granuloclassement des sédimentologistes). Ils pourront ainsi descendre jusqu'à la base de la lamina, au milieu d'éléments grossiers qui les protègent lors d'une nouvelle crue. Des éléments lourds déposés lors de cette deuxième crue viendront les rejoindre. Plusieurs reprises de ce phénomène peuvent donc aboutir à des concentrations exploitables. Le schéma est valable pour les minéraux lourds par excellence.

Dans le cas où le cours d'eau pénètre dans un lac ou aboutit dans la mer, il y a un brusque changement dans les courants et rupture de charge avec dépôt abondant (delta). Les minéraux se déposent par ordre de densité décroissante. Les irrégularités de bed-rock, barrages rocheux, marmites et canyons retiennent les minéraux lourds. Ces pièges sont très importants pour le diamant et l'or.

Schématiquement, les alluvions des bons placers sont bien classées. On trouve déposés sur un bed-rock uni, légèrement altéré : une couche de *graviers* dont la grosseur moyenne décroît dans le sens ascendant ; un *recouvrement* sablo-argileux avec une discontinuité nette dans le sens ascendant ; de la terre végétale. Les épaisseurs de graviers minéralisés peuvent être considérables (24 m sous 6 m de stérile en Malaisie).

Les flats (placers fluviaux) peuvent avoir plusieurs centaines de mètres de largeur sur une longueur de plusieurs kilomètres, d'un seul tenant ou subdivisés en tronçons par des seuils rocheux ou des rétrécissements (flats en chapelets). Certains flats contiennent plusieurs couches de graviers minéralisés parfois différemment, séparées par de « faux bed-rocks » que constituent les recouvrements argileux de graviers sous-jacents. Parmi les autres types de flats, citons :

— les marmites (*fig.* 7), cavités naturelles creusées par des galets pris dans un tourbillon ; importantes pour les minéralisations de forte valeur comme le diamant ;

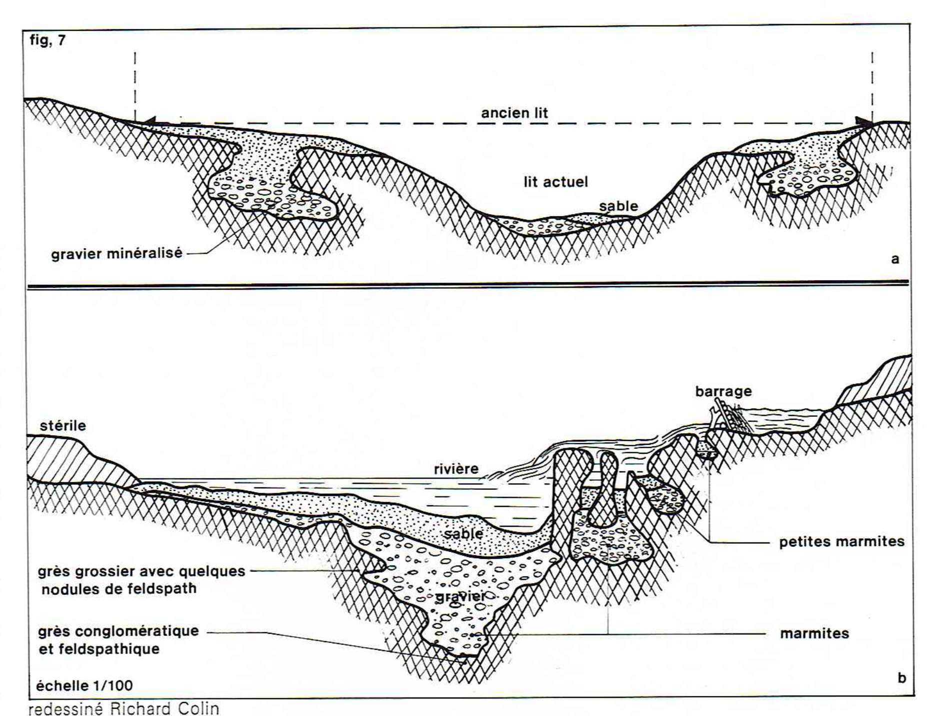
— les canyons : tranchées creusées par l'eau dans un bed-rock tendre, orientées dans le sens du cours d'eau et pouvant être remplies de graviers exploitables (*fig.* 8) ;

— les terrasses.

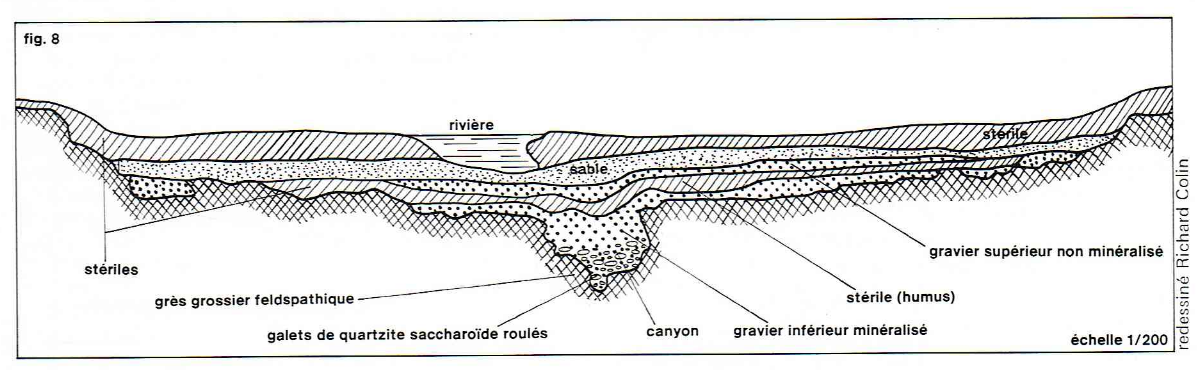
L'existence des grands placers est conditionnée par la libération d'une quantité importante de minerai du gîte primaire profondément érodé, un transport assez faible pour éviter les dispersions, un régime hydraulique efficace mais non violent. Cela correspond à des pays dont le relief arrive à maturité, subit un rajeunissement lent mais continu, en même temps qu'une altération profonde sous un climat non désertique.

L'importance des gisements détritiques est grande, 70 % de l'étain produit par les pays autres que ceux du monde soviétique est fourni par des exploitations alluviales (Malaisie en particulier).

★ *Gîtes chimiques d'origine sédimentaire.* Nous citerons rapidement les *gisements d'évaporation,* dus, comme leur nom l'indique, à des phénomènes d'évaporation entraînant une concentration anormale de certaines substances en solution et leur précipitation. Ce sont en particulier les gisements de sel et de potasse, dont l'extension et la puissance peuvent être considérables. Les couches de halite, de gypse ou d'anhydrite, généralement très pures, alternent avec des bancs argileux plus ou moins



▲ ***Figure 7 :*** ***deux exemples de gisements sédimentaires de type détritique présentant des marmites ;*** **a,** ***coupe transversale du lit d'une rivière montrant deux marmites de terrasses ;*** **b,** ***coupe longitudinale du lit d'une rivière présentant de petites et de grandes marmites*** **(a, *d'après K. D. Phan,* les Gisements détritiques, *1968 ;* b, *d'après Delamy et Berthoumieux).***



◀ ***Figure 8 : coupe transversale d'un gisement détritique de type « flat » et « canyon » (d'après Delamy et Berthoumieux).***

salifères sur plusieurs centaines de mètres d'épaisseur. Pour expliquer cette puissance, on admet que les bassins d'évaporation ont été le siège de phénomènes de subsidence importants.

L'origine de ces gisements est essentiellement marine. L'eau de mer, contenant un grand nombre de sels dissous (Na, Cl, Mg, K, etc.), est piégée dans des bassins ou des lagunes d'évaporation en bordure de mer et en relation intermittente avec celle-ci. Cette condition est importante, car il faut un renouvellement périodique des solutions salines pour aboutir à une telle concentration. Le dépôt de ces sels obéit à des équilibres dépendant de la concentration, de la température et de la pression. Le phénomène d'évaporation provoque une modification de ces conditions d'équilibre et, parallèlement à ces modifications, les différents sels contenus se déposent suivant un ordre déterminé qu'on retrouve au sein des divers gisements d'évaporite.

Il faut signaler aussi l'existence de concentrations de type évaporitique dans des bassins de moindre importance situés dans des pays désertiques. L'apport en sels minéraux divers se fait par les eaux météoriques de ruissellement qui lessivent les terrains environnants de nature généralement volcanique.

Parmi les gisements les plus importants d'évaporites, citons les gisements permiens de potasse et de sel gemme d'Allemagne centrale et septentrionale, de Stassfurt en particulier, de l'ouest de l'Oural, les potasses d'Alsace, d'âge sannoisien, et les gîtes de sel triasique de Lorraine et du Canada.

D'autres éléments, en particulier fer et manganèse, provenant de l'altération et du lessivage de reliefs émergés, peuvent être entraînés en solution, transportés à une plus ou moins grande distance et précipités ensuite par action chimique directe, ou par l'intermédiaire de micro-organismes. Leurs conditions de dépôt sont régies par certains caractères chimiques (concentration, pH, Eh).

Le manganèse libéré par altération météorique des roches est soit directement en solution sous forme de MnO dans les eaux de ruissellement légèrement acides, soit, dans le cas le plus fréquent, oxydé sur place et transporté ensuite en suspension sous forme de particules de MnO_2. Arrivant dans le bassin, lacustre ou marin, les eaux de ruissellement subissent une modification brutale du pH, l'eau de mer étant plus basique. A pH 8, condition de formation de la dolomie, au bord du bassin (ambiance oxydante), il y a précipitation d'hydroxyde de manganèse, alors que, dans les zones profondes, les plus éloignées du rivage, se déposent des boues carbonatées manganésifères. Ainsi, à partir d'un matériau originel de 0,10 % de Mn, teneur moyenne de l'écorce terrestre, la nature aura fabriqué un sédiment meuble à 21-30 %. La diagenèse (réarrangement accompagnant la transformation du sédiment meuble en une nouvelle roche compacte, dure) entraînera encore une augmentation de la teneur.

A ce type de gisement correspond le bassin de Tchiatoura en U. R. S. S., qui est l'un des plus grands gîtes de manganèse du monde. La minéralisation provenant de l'altération et du lessivage du socle granitique et volcanique s'est concentrée dans un bassin épicontinental.

La minéralisation d'âge éocène, dont la puissance exploitable oscille entre 2 et 3 mètres, est formée par une série de strates (3 à 15) alternant avec des grès fins reposant soit sur des formations calcaires par l'intermédiaire d'un petit niveau conglomératique, soit directement sur des grès. La minéralisation la plus riche se trouve au bord de l'ancien rivage, le minerai oolithique passe à un minerai où les oolithes disparaissent. Les oolithes de 1 à 10 millimètres sont formées de couches concentriques alternantes de pyrolusite (MnO_2), psilomélane, manganite, centrées sur un grain de quartz ou un débris de fossile. En s'éloignant du rivage, la manganite se développe alors que la pyrolusite régresse. Plus au large, succède au minerai oxydé un minerai carbonaté oolithique à rhodocrosite, manganocalcite et opale, barytine, gypse et sulfure de fer.

La formation des gisements de fer marin est régie par les mêmes lois ; seul varie le pH qui ici est d'ordre 7, pH correspondant au milieu carbonaté calcaire. Les minéraux ferrifères précipitent suivant les conditions d'oxydoréduction qui s'établissent en fonction de l'éloignement du rivage. Tatarinov (1955) établit ainsi les conditions de dépôt des différents minéraux ferrifères :

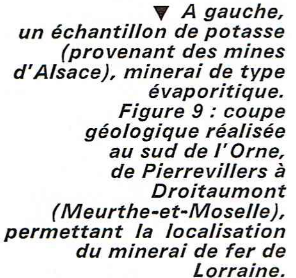
— Si le potentiel d'oxydoréduction est négatif et le pH d'ordre 7, le fer à l'état ferreux se combine au CO_2 pour former de la sidérite CO_3Fe. Si dans le milieu, par suite de la présence de matières organiques, il y a dégagement d'hydrogène sulfuré H_2S, il y a formation de pyrite FeS_2.

— Si le potentiel d'oxydoréduction évolue dans un sens positif avec diminution du pH, la silice en solution sous forme de silicates alcalins réagit sur les sels ferreux et en partie sur les sels ferriques, et donne des silicates de fer du groupe des chlorites.

— Si le potentiel d'oxydoréduction est franchement positif et le pH égal à 2 ou 3, l'oxyde de fer $Fe(OH)_3$ se dépose et se transforme ensuite en limonite.

Le minerai de ces gîtes est généralement oolithique.

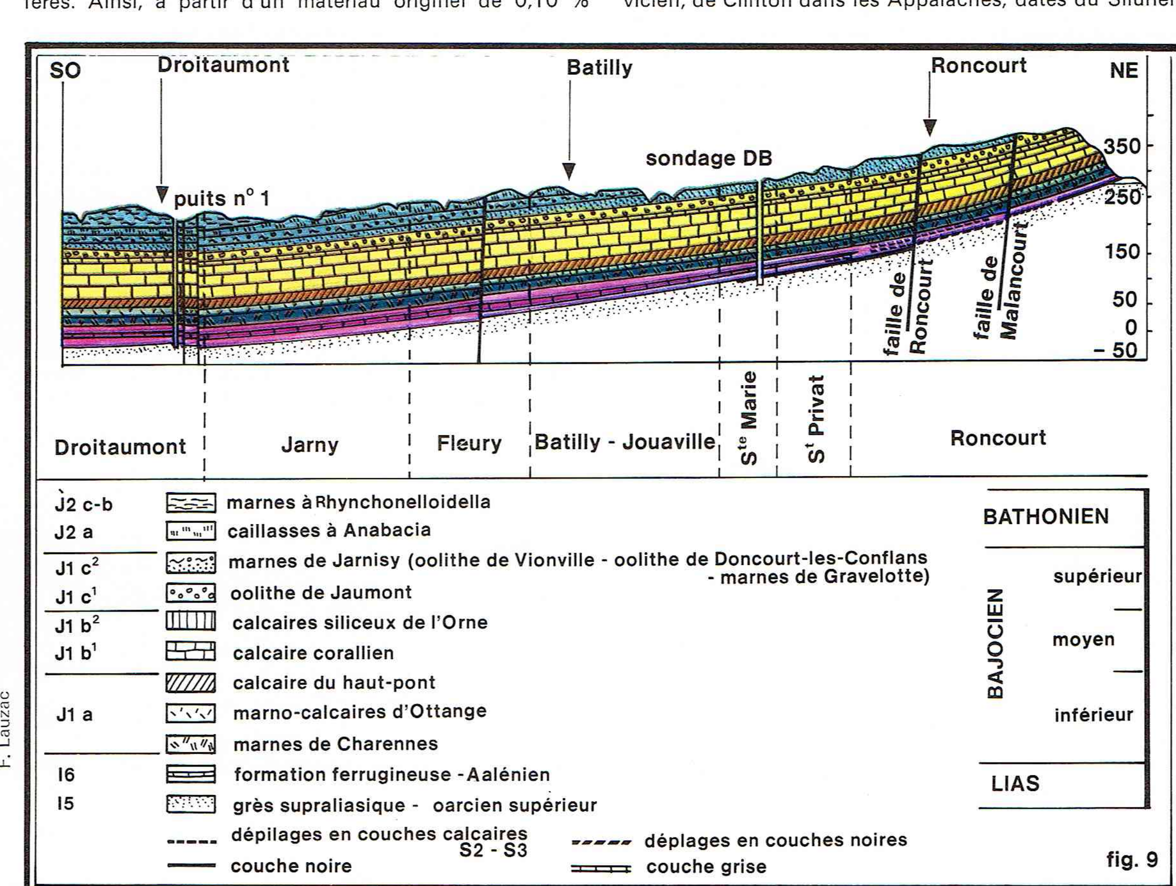
Parmi les gisements de ce type, citons ceux de Normandie (*fig.* 9), de Bretagne, de Thuringe d'âge ordovicien, de Clinton dans les Appalaches, datés du Silurien,



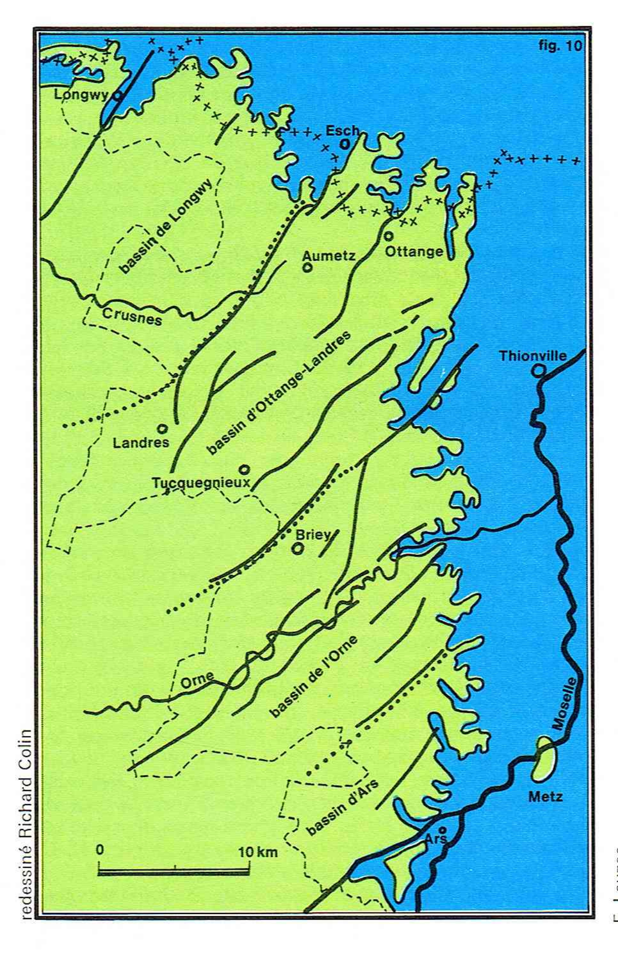
▼ ***A gauche, un échantillon de potasse (provenant des mines d'Alsace), minerai de type évaporitique. Figure 9 : coupe géologique réalisée au sud de l'Orne, de Pierrevillers à Droitaumont (Meurthe-et-Moselle), permettant la localisation du minerai de fer de Lorraine.***



F. Lauzac



Richard Colin



◀ *Figure 10 : carte du gisement ferrifère de Lorraine (d'après J. Bichelonne et P. Angot, publié dans E. Raguin,* **Géologie des gîtes minéraux**, *Masson).*

de Lorraine, d'âge liasique. Le gisement de Lorraine est d'une grande importance économique, puisqu'en 1960, il représentait une réserve de 10,5 milliards de tonnes, à 28-29 % de fer. Il est constitué de minerai oolithique, appelé aussi « minette », réparti en couches exploitables (8 à 10) interstratifiées à la base des formations calcaires d'âge aalénien. Le bassin ferrifère est divisé en deux unités, le bassin de Briey-Longwy au nord, celui de Nancy au sud, séparés par un haut-fond N.E.— S.O. passant aux environs de Pont-à-Mousson, haut-fond dû à une surélévation du socle hercynien. La puissance totale de la série aalénienne où se situent les couches ferrifères varie énormément selon les bassins : 60 m dans le bassin nord, 12 au maximum dans le bassin sud. Dans chaque bassin, une série de failles parallèles à l'anticlinal de Pont-à-Mousson divise les deux bassins en une série de bassins secondaires d'allure synclinale. Il faut remarquer que le maximum de minéralisation coïncide avec les zones profondes synclinales (*fig.* 10).

Le minerai est fait d'oolithes formées autour d'un nucleus pouvant être un grain de quartz, un débris de coquille, ou même une fraction d'oolithe brisée. L'analyse des structures sédimentaires, stratifications entrecroisées, remaniements du minerai peu après son dépôt, oolithes brisées, ripple-marks, débris organiques roulés, met en évidence l'existence d'un milieu agité au moment du dépôt. Ces oolithes concentrent le fer, mais celui-ci est aussi plus ou moins abondant dans le ciment.

L'analyse du niveau aalénien minéralisé montre qu'il est formé d'une série de séquences, 11 au total, de puissance variable avec des caractéristiques lithologiques bien particulières. Pour chaque séquence, on a, de bas en haut : un joint de stratification correspondant à une surface d'émersion avec, au sommet de ce joint, des éléments des couches sous-jacentes traduisant une reprise ou un phénomène de ravinement; des argiles fines litées; des grès argileux fins surmontés de calcaires gréseux fins présentant de très nombreuses stratifications entrecroisées; un niveau ferrifère; des calcaires gréseux; une formation spéciale appelée « crassin » : il s'agit d'une lumachelle formée de débris de coquilles d'animaux marins. La surface de ce crassin est ravinée. La répétition de ces séquences implique donc une sédimentation qui s'effectue par saccades dues à un phénomène de subsidence.

Au sein de l'ensemble de la minéralisation ferrifère, on constate une oxydation croissante de bas en haut. C'est ainsi qu'on distingue en remontant vers la surface des niveaux vert, noir, brun, gris, jaune, rouge, coloration qui rend visible une évolution minéralogique, la proportion des minéraux chloriteux étant plus grande dans les formations les plus profondes; inversement, la limonite est plus importante dans les formations supérieures. L. Bubenicek (1960) attribue ce phénomène à une évolution diagénétique d'un matériel oxydé au départ et qui, par réduction, aboutit à la formation de chlorite, sidérose, et pyrite. Cela est lié à la nature du minerai plus argileux dans les parties profondes qui, en fixant la matière organique, favorise le développement d'un milieu réducteur. On peut envisager que le stock métal a son origine dans une altération des formations marneuses riches en pyrite du Toarcien, affleurant sur le continent voisin émergé.



▲ *Les gisements de plomb de type « red beds » de la région de Zeida (Maroc); le minerai est localisé dans les bancs gréso-conglomératiques en relief, surmontés par des buttes témoins du Quaternaire (à l'arrière-plan); tout au fond, couronné de neiges, le Haut Atlas est bien visible (Djebel Ayachi).*

Gisements en milieu sédimentaire

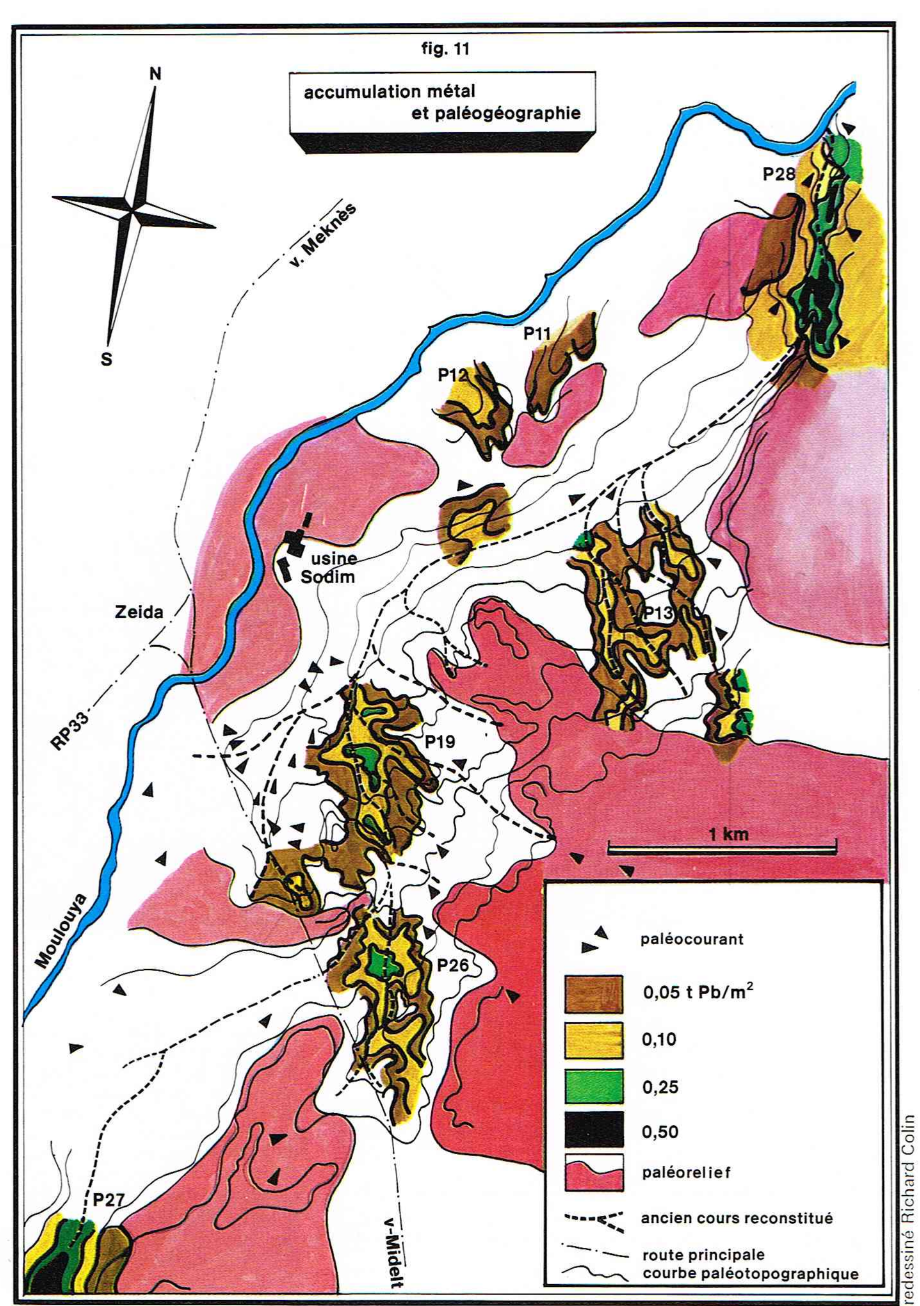
Ces gisements suscitent de vives discussions entre métallogénistes, quant à l'époque de leur formation par rapport à la roche encaissante. Pour les tenants de la syngenèse, les minéraux métalliques se déposent en même temps que les sédiments encaissants. Les métaux proviennent soit de l'altération, puis du lessivage des reliefs émergés préexistants, soit d'un drainage souterrain du socle sous-jacent par mise en charge des eaux douces par les reliefs avoisinants. Arrivant dans les bassins de sédimentation, les éléments lessivés ou drainés précipitent par changement de milieu chimique.

Pour les tenants de l'épigenèse, les minéraux se déposent en remplacement dans les sédiments déjà consolidés sous l'action soit de solutions supergènes (eaux météoriques ou connées), le stock de métal dans ce cas étant fourni par l'érosion du continent ou le fond géochimique des couches voisines, soit de solutions juvéniles d'origine magmatique plus ou moins lointaines (télémagmatiques).

★ *Minéralisations situées dans des séries détritiques : conglomérats, grès arkoses.* Ces formations sédimentaires détritiques peuvent contenir disséminées des minéralisations à plomb, zinc, uranium, cuivre. Mis à part les gisements d'uranium du plateau du Colorado, les minéralisations de ce type ont été jusqu'à ces dernières décennies considérées comme marginales, en particulier pour le cuivre et le plomb-zinc. La découverte des gisements de cuivre d'Oudokan (U. R. S. S.), de Lubin (Pologne) et des gîtes d'uranium du Niger leur confère actuellement un intérêt économique certain.

Par suite de la fréquente couleur rouge des séries encaissantes, ce type de gisement est souvent désigné sous l'appellation de « red beds ».

Les formations détritiques sont d'âge varié. En Europe, elles se développent en particulier au Permien et au Trias. Elles appartiennent à des séries de couverture déposées



▲ ***Figure 11 :*** *carte de la localisation de la minéralisation en plomb de la série triasique de Zeida (Maroc) ; on notera la relation étroite entre les paléocourants et la localisation de la minéralisation (d'après J. M. Schmitt,* **Sédimentation, paléoaltération, géochimie et minéralisation en plomb de la série triasique de Zeida, Maroc,** *thèse du Centre de géologie minière, École nationale supérieure des mines de Paris).*

dans des bassins continentaux ou bien sur des plates-formes continentales. Le matériel constitutif provient du démantèlement de massifs émergés. Leur formation se place donc dans un cadre postorogénique ou épiorogénique.

Les séries minéralisées sont formées de conglomérats, de grès, d'argillites souvent de couleur rouge. Parfois, s'individualisent de petits bancs de carbonates et des niveaux d'évaporites. Les dépôts sont soit purement continentaux, lacustres, soit subcontinentaux, littoraux, lagunaires ou deltaïques, formés dans des golfes ou baies, sur les marges des bassins sédimentaires.

Les roches encaissantes contiennent souvent, et parfois en abondance, des débris végétaux, de la matière charbonneuse ou bitumineuse favorisant la concentration de la minéralisation. Dans les red beds, elle est étroitement liée aux débris végétaux. Il en est de même pour les hydrocarbures dont la présence favorise la concentration de l'uranium sous forme de carburane. Les minerais n'ont pas ou peu de gangue, à l'exception d'un peu de gypse, de barytine et de calcite.

Les concentrations minéralisées sont généralement localisées dans la zone de mélange entre les eaux continentales de ruissellement, toujours oxygénées, et les eaux plus ou moins réductrices. C'est le cas des eaux d'un lac de lagune dont le pouvoir réducteur varie avec les saisons (voir J. Bouladon). La présence de seuils sur le tracé d'un chenal donnant naissance à des cuvettes peut, par le même phénomène, concentrer les éléments métalliques. A ce type de minéralisation, appartiennent :

— les gisements de plomb-zinc guidés par des chenaux au sein des grès. Citons le gîte de Largentière, en France, dans le Trias, le gîte de Kroussou, au Gabon, dans le Crétacé inférieur, et le gîte de Zeida, au Maroc, dans le Trias (*fig.* 11).

— les gisements d'uranium du Niger et du Colorado ;

— les gisements de cuivre associés à des formations gréseuses. On peut, avec L. Guilloux et H. Pelissonnier (1974), distinguer trois sous-types : des gisements importants et autonomes localisés dans des séries deltaïques continentales — ce sont les gisements d'Oudakan, Corocoro, et de Djerkazgan ; des corps directement reliés aux schistes et marnes minéralisés (Kupferschiefer), généralement en zonalités verticales vers le bas, parfois en zonalités latérales (Lubin gréseux, Old White Pine) ; de petits corps isolés en lentilles, spatialement liés à des accidents cassants — ce sont les classiques red beds (Colorado, Oural, Maroc).

● *Un exemple de minéralisation cuivreuse en milieu détritique :* le gîte d'Oudokan, province de Tchite, U. R. S. S. La région d'Oudokan est formée de roches sédimentaires datées du Protérozoïque inférieur. Les géologues russes distinguent deux séries au sein des formations sédimentaires encaissant le gisement. Une série de base, appelée série de Sadoukan, comprend de bas en haut des quartzites à intercalations de grès finement lités à hématite, des grès gris quelquefois arkosiques à intercalations de fer, des grès quartzo-carbonatés. Cette série de Sadoukan est surmontée par des roches formées d'aleurolite (silts), de grès et de schistes, qui constituent la série de Naminga. Les deux séries sont plissées en un synclinal de forme elliptique dont le grand axe est orienté N.-O. Dans sa partie sud-est, ce synclinal est couché.

La minéralisation cuivreuse est située dans les grès quartzo-carbonatés dont l'affleurement dessine parfaitement le contour de l'ellipse (25 km environ). La puissance de la série porteuse varie de 1 à 2 000 mètres. Elle est maximale sur le flanc nord. Les corps minéralisés forment des dépôts en lentilles ou couches de puissance variable, la moyenne étant de l'ordre de 70 mètres environ. Le caractère stratiforme de la minéralisation est très net dans certains secteurs.

Le gisement est monométallique : la minéralisation cuivreuse se trouve sous forme d'oxydes (malachite, azurite, brochantite) ou de sulfures, principalement à chalcocite et bornite. La chalcopyrite est d'importance secondaire. Les sulfures de cuivre sont uniformément répartis dans l'horizon minéralisé. Les minéraux oxydés se situent plutôt vers la surface et à proximité d'accidents tectoniques.

● *Un exemple de minéralisation uranifère en milieu détritique.* Les gisements d'uranium sont situés au nord d'Agadès, république du Niger, sur la bordure occidentale du Massif cristallin de l'Aïr. Les formations sédimentaires s'appuient sur le socle cristallin et pendent faiblement vers l'ouest et le sud-ouest. Les faciès de la série sont épicontinentaux et marins jusqu'à la fin du Carbonifère inférieur (Viséen), puis deviennent continentaux jusqu'à la transgression de la mer cénomanienne (*fig.* 12).

La structure de la région, où se trouve toute une série de gîtes, est déterminée par de grandes rides tectoniques N.-E. et N.-O. déterminant des bassins continentaux dans lesquels s'accumulent des grès poreux, feldspathiques d'origine fluviatile à forte perméabilité contenant de la matière organique d'origine végétale, en particulier dans les grès.

Dans la région d'Arlit, la stratigraphie montre de bas en haut, reposant sur des formations argileuses noires du Viséen supérieur (série de Talak), une série carbonifère, formée de formations lithologiques bien différenciées : les grès du Guezouman, les argilo-grès de Tchinezogue, les grès de Tarat, les argilo-grès de Madaouela. L'ensemble est surmonté par les arkoses permo-triasiques d'Izegouanda. L'ensemble de cette série est perturbé par la grande faille-flexure nord-sud d'Arlit-Afasto à l'ouest, par des flexures nord-est dites failles à faible rejet de direction E.-S.-E. La minéralisation principale est continue dans la formation de Tarat-Madaouela. Ce sont des grès

de granulométrie variée à ciment kaolinitique, avec de rares carbonates. Des niveaux argilo-micacés noirs s'intercalent dans les grès.

La reconstitution paléogéographique a mis en évidence la présence dans la région d'Arlit d'un paléodome et d'un ensemble de chenaux venant du nord-ouest et s'écoulant de part et d'autre de l'extrémité nord du paléodome. Le gisement d'Arlit est situé à cheval sur le paléodome et sur un chenal situé au nord-ouest à l'endroit où celui-ci s'infléchit vers l'ouest.

La minéralisation, sous forme principalement de coffinite, disséminée dans le gisement des grès, la pechblende étant accessoire, se situe dans tous les faciès de la série de Tarat-Madaouela. Le gîte d'Arlit contient, d'après les estimations effectuées en 1966, 20 000 tonnes d'uranium à une teneur de l'ordre de 2,5 % pour une teneur de coupure de 1 °/₀₀.

★ *Gisements dans les séries schisteuses : cuivre, uranium, cobalt.* Appelés aussi Kupferschiefer (schistes cuprifères), la minéralisation la plus importante étant cuivreuse, ces gisements se situent dans des fossés d'effondrement tardi- à post-tectoniques à sédimentation de type molassique : ils constituent le type de gisement caché par excellence. Les sédiments postorogéniques sont formés d'argiles, de grès à ciment carbonaté souvent rouges, d'évaporites. Les séries sont tabulaires, peu tectonisées (failles normales), à l'exception des gîtes du Katanga, de Zambie, de Bolivie, soumis à une tectonique diapirique.

La minéralisation, parfaitement concordante sur la stratification, s'étend sur des surfaces considérables avec une puissance faible (1 000 km^3 avec une puissance de 20 cm pour le Mansfeld par exemple). Particulièrement fine, elle se trouve dans des niveaux marneux, argileux, noirs, gris, verdâtres, souvent finement variés au sein d'une série transgressive.

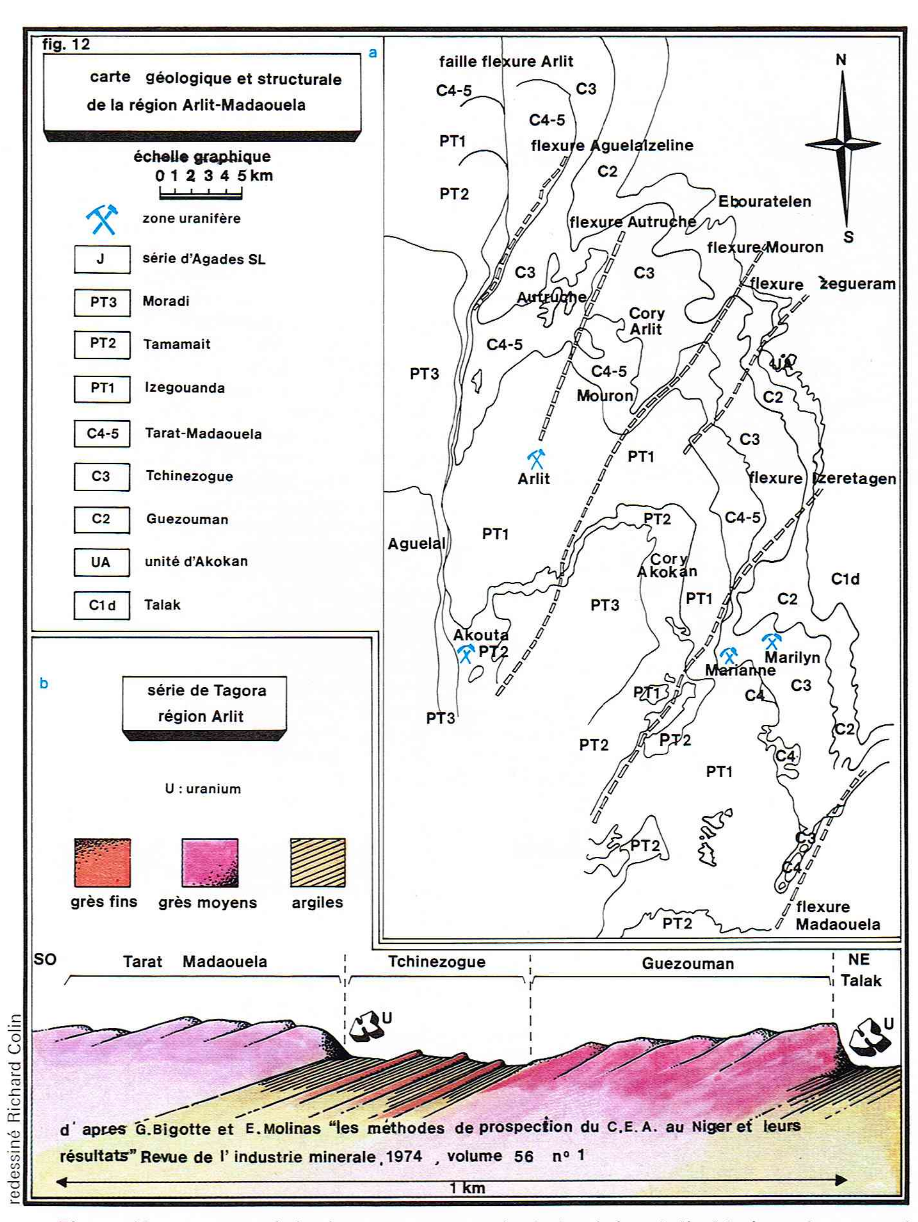
Les concentrations économiquement exploitables sont contrôlées sur le plan vertical par un changement brutal de sédimentation : passage des grès aux shales, des grès aux carbonates. A ce contrôle sédimentologique s'associe un contrôle chimique très important : passage d'un milieu oxydant rouge à un milieu réducteur noir. Les irrégularités du substratum (hauts-fonds), sur lequel se développe la transgression, favorisent les concentrations. Si les hauts-fonds sont restés en milieu oxydant (émersion ou faibles profondeurs), ceux-ci sont stériles. Ce sont les « Röte Faule » bien connus dans ces gisements. Une minéralisation particulièrement riche se développe à leur périphérie. Si, au droit du haut-fond, le milieu est réducteur, la minéralisation se concentre au top de celui-ci.

Comme la minéralisation suit le développement de la transgression, dans un même district les niveaux minéralisés ne sont pas synchrones mais accompagnent la progression du biseau transgressif. Dans ces gîtes, les minéraux primaires de cuivre marquent horizontalement une zonalité nette : pyrite, chalcopyrite, bornite, chalcocite. W. G. Garlick (1961) rattache cette zonalité à la paléogéographie : la pyrite se situe au large, la chalcocite étant proche du littoral. Verticalement, la zonalité est moins nette. Le plus souvent, on a de bas en haut : bornite, chalcopyrite, pyrite.

Le plomb-zinc, souvent présent dans ces gîtes (Mansfeld, Lubin), se localise au toit de la minéralisation cuivreuse en corrélation directe avec l'augmentation de la teneur en carbonates au sein de la série sédimentaire. De même horizontalement, autour des « Röte Faule », existe une zonalité nette cuivre, plomb, zinc. Dans les gîtes cobaltifères, le cobalt sous forme de carrollite (CO_2Cu, S_4) est associé aux zones à chalcopyrite et bornite (Zambie).

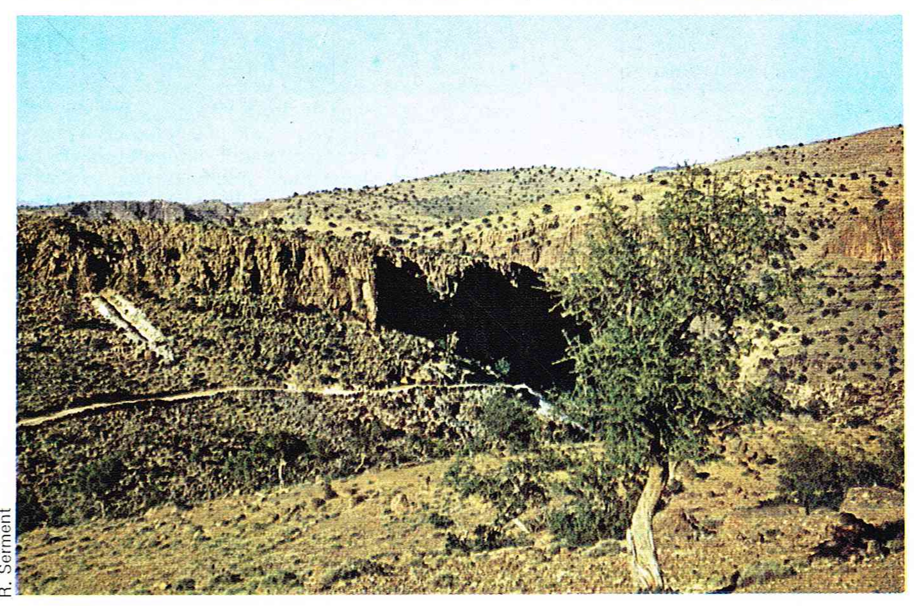
A ces minéralisations stratiformes s'associent de nombreuses fractures minéralisées. Ce sont les fameux « Rücken » qui soulèvent encore de nombreuses discussions concernant leur genèse. On y trouve, outre les minéraux déjà cités précédemment, des minéraux riches en arsenic, rammelsbergite, skuttérudite, nickeline.

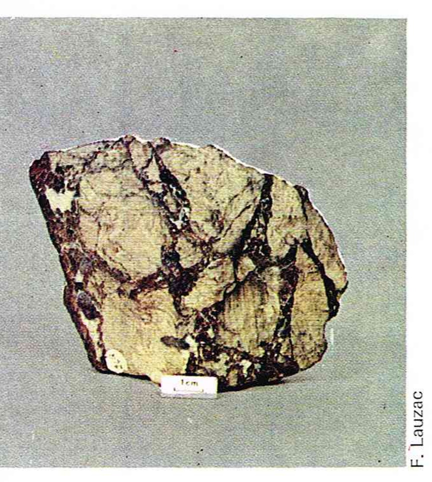
Les gîtes de ce type sont d'âge varié, allant du Précambrien au Tertiaire supérieur. Ces âges sont cependant ordonnés et sont en corrélation étroite avec l'évolution orogénique correspondant à des époques tardi- ou légèrement postorogéniques, fin des cycles précambrien, calédonien, hercynien, alpino-laramien. Les gîtes les plus importants sont ceux du Shaba, de la Zambie, de l'Allemagne de l'Est et de Pologne.



▲ *Figure 12 : a, carte géologique et structurale de la région Arlit-Madaouela au nord d'Agadès (Niger) ; dans cette région sont localisés des gisements d'uranium ; b, coupe géologique de la région d'Arlit.*

▼ *Le gîte de cuivre de Tizert dans l'Anti-Atlas (Maroc) ; le niveau cuprifère situé à la base de la falaise dolomitique est jalonné ici par les tranchées et les galeries.*


R. Serment


F. Lauzac

▲ *Un échantillon de minerai de zinc provenant du gisement de Figeac (Lot); les éléments calcaréo-dolomitiques de la brèche sédimentaire sont cimentés par une minéralisation plombo-zincifère.*

▶ *Page ci-contre, figure 13 : schéma synthétique montrant la localisation de dépôts métalliques en relation avec un massif granitique « post-tectonique » ou circonscrit (d'après P. Routhier,* les Gisements métallifères, *Masson, 1963). Figure 14 : carte du massif péridotique de Tiebaghi en Nouvelle-Calédonie, gisement de chromite encore exploité actuellement (d'après les levés de P. Routhier, reproduit avec l'autorisation de la Société géologique de France).*

Si tout le monde est d'accord pour un mode de dépôt syngénétique, le problème de la source des métaux n'est pas encore résolu. Trois hypothèses principales ont été envisagées : un apport continental par drainage superficiel, un apport continental par drainage souterrain relié ou non à des exhalaisons magmatiques, un apport d'eau marine du large.

Les minéralisations exploitées actuellement le sont pour le cuivre, le cobalt (75 % de la production mondiale), le zinc, le plomb, l'uranium et parfois le vanadium.

★ *Gisements liés aux roches carbonatées.* Celles-ci, calcaires ou dolomies, renferment de nombreux gisements de substances variées, en particulier plomb et zinc... Ces gîtes, longtemps dits « de substitution », ont particulièrement alimenté les controverses entre épi- et syngénétistes. Leurs caractéristiques géologiques souvent ambiguës peuvent en effet être considérées, avec juste raison, comme autant d'éléments de preuve de leur nature syn- ou épigénétique. Leur liaison avec certains horizons sédimentaires bien précis, la nature pétrographique du minerai en général dépourvu de gangue et constitué uniquement de minéraux métalliques intimement mélangés à la matrice carbonatée de la roche-hôte, les figures sédimentaires visibles dans le minerai, plaident pour une origine purement sédimentaire. Leur liaison avec la tectonique cassante, leur localisation très fréquente au contact d'horizons lithologiquement différents, le fait qu'ils sont toujours dans le détail discordants avec la stratification, tout cela conduit à leur attribuer une origine et un âge différents de ceux de la roche carbonatée encaissante.

La distinction entre origine syn- et épigénétique de ces minéralisations peut apparaître, pour le profane, sans intérêt sur le plan pratique, ne débouchant que sur des considérations scientifiques abstraites. Mais en fait, les guides de recherche utilisés par le géologue-prospecteur seront radicalement différents selon l'hypothèse de travail retenue. A titre d'exemple, on sera amené à rechercher, dans un cas, certains horizons d'âge et de nature lithologique particuliers, dans l'autre des failles appartenant à un épisode bien défini de tectonique cassante, recoupant les horizons calcaires ou dolomitiques. Ces deux manières de voir, inconciliables durant de longues années, ont maintenant évolué vers un terrain d'entente, à mi-chemin entre les positions extrêmes.

A la lumière des études récentes faites sur ces gisements, on admet généralement que certains d'entre eux se sont formés à partir d'un stock métal déjà présent dans la roche lors de la sédimentation, mais que l'expression minéralogique et la morphologie des amas minéralisés ont été, dans la majorité de ces cas, considérablement modifiées au cours de l'histoire géologique de la roche encaissante, et ce dès le stade de la diagenèse, les éventuels épisodes de tectonique souple ou cassante postérieurs contribuant eux aussi à donner à une minéralisation primitivement stratiforme un aspect discordant à différentes échelles. Selon l'évolution postérieure à la sédimentation proprement dite, les caractères épigénétiques seront plus ou moins apparents.

D'autre part, il est bien évident que des minéralisations n'ayant aucun rapport avec le processus sédimentaire peuvent se mettre en place dans des roches carbonatées par l'action de solutions hydrothermales. Dans ce cas, les caractères épigénétiques seront d'emblée dominants, même si un niveau lithologiquement différent, plus favorable à la mise en place d'une minéralisation (dolomie interstratifiée dans un calcaire par exemple), est alors seul minéralisé. La liaison des amas minéralisés avec les failles, diaclases, joints de stratification et, d'une façon générale, toutes les fissures affectant le massif rocheux constituera le principal contrôle des minéralisations. Les gîtes minéraux inclus dans des roches carbonatées ne forment donc pas, à proprement parler, un type de minéralisation au sens génétique du terme, mais expriment plutôt une possibilité de convergence de processus radicalement différents qui aboutissent à un résultat pratiquement identique (désigné dans la littérature sous le nom de « Mississippi Valley », du fait de la localisation dans cette région d'un certain nombre de gros gisements de Pb-Zn de ce type).

Ce n'est toutefois pas si loin que nous nous rendrons pour avoir des exemples de tels gisements qui sont également abondants en Europe et en Afrique du Nord. Citons, en France : Figeac, Les Malines ; en Espagne : Reocin ; en Italie : Raibl et les gisements sardes de l'Iglesiente ; en Autriche : Bleiberg ; au Maroc : Mibladen, Touissit-Boubecker, etc., pour ne parler que des plus connus.

● *Le gisement de Figeac (Lot, France).* Situé à quelques kilomètres au nord-ouest de la ville de Figeac, ce gisement de zinc est encaissé dans des calcaires dolomitiques sinémuriens. La zone minéralisée se trouve sur un talus correspondant à un brutal épaississement du Sinémurien, d'est en ouest. L'instabilité des vases calcaréo-dolomitiques, lors de leur sédimentation sur ledit talus, se traduit actuellement par l'existence d'une zone de brèches sédimentaires due au glissement des sédiments non encore parfaitement consolidés sur le flanc du talus. Les éléments de cette brèche sont cimentés par de la blende. Ph. Launey et R. Leenhardt ont montré que la minéralisation est contrôlée par la variation d'épaisseur du Sinémurien, et que le dépôt de la blende est contemporain ou subcontemporain de la sédimentation : des trous de mollusques lithophages perforant le sommet du Sinémurien sont remplis par la blende.

Comme les contrôles de la minéralisation sont ici purement sédimentologiques, on est en présence d'une minéralisation syngénétique n'ayant subi pratiquement aucune modification ultérieure. Quant à l'origine du métal, on ne peut qu'avancer des hypothèses. La plus vraisemblable est que le talus du socle sur lequel s'est déposé le Sinémurien a été déterminé par l'existence d'une faille affectant le socle, et que cette faille a permis, pendant la sédimentation sinémurienne, la montée de solution de sels de plomb et zinc qui sont venus cristalliser dans les sédiments sus-jacents.

● *Les gisements de l'Iglesiente.* Situés dans le sud-ouest de la Sardaigne, ces gisements ont eu, depuis l'Antiquité (les Carthaginois en exploitaient déjà les parties plombifères et argentifères), une importance économique considérable. On peut estimer à 3 millions de tonnes-métal environ leur production de plomb et zinc depuis l'origine de l'exploitation.

Ces minéralisations sont encaissées dans une puissante série calcaréo-dolomitique cambrienne, reposant sur des grès d'âge géorgien qui sont les plus anciennes roches connues en Sardaigne, et surmontées d'une série schisteuse d'âge acadien. L'ensemble a subi deux phases principales de plissement, l'une à la fin du Cambrien (phase sarde de l'orogenèse calédonienne), l'autre postcarbonifère et anté-permienne, donc hercynienne. Plusieurs phases de tectonique cassante s'y superposent également, dont une phase alpine. Nous sommes donc loin de l'histoire géologique tranquille du Sinémurien de Figeac, et l'allure des minéralisations s'en ressent.

Celles-ci se présentent sous forme d'amas plus ou moins réguliers, groupés en champs de dimension de l'ordre du kilomètre. A noter tout de suite que le chimisme des minéralisations varie en fonction de leur position stratigraphique : vers le bas de la série carbonatée se trouvent des amas à pyrite et blende (Campo Pisano), auxquels succèdent, en montant dans la série, des minerais blendeux pauvres en plomb (San Giovanni), pour arriver enfin, au contact des schistes, à des minerais uniquement plombeux (San Giovanni-Contact). Au minerai pyriteux de la base de la série sont associées des roches éruptives basiques, rendant possible une origine volcano-sédimentaire de celles-ci. Un contrôle tectonique lui est également associé : la présence de grandes failles N.-N-O.—S.-S-E., failles d'importance régionale.

Les minerais blendeux sont le plus souvent au contact d'un calcaire cambrien et d'une dolomie secondaire, cette dernière au toit du minerai, et les amas minéralisés sont allongés le long d'une direction correspondant à l'intersection du plan de stratification et d'une direction de diaclases. Des traces de recristallisation en géodes plates orientées comme les amas minéralisés sont visibles dans la dolomie du toit. Quant aux minerais plombeux du sommet de la série, ils sont rigoureusement stratiformes en grand, discordants dans le détail.

Près de la surface topographique actuelle, ces minerais sont évidemment oxydés, et leur contrôle par les directions de fracturation de la roche encaissante devient alors prépondérant. En ce qui concerne les minerais blendeux, à noter la présence d'amas à basse teneur en Zn, rigoureusement stratiformes en grand, et encaissés dans une roche très peu fracturée, ainsi que l'existence à l'opposé

de véritables filons très riches strictement liés à l'existence de failles ou de diaclases (Seddas, Moddizzia). Le caractère syngénétique de telles minéralisations est donc loin d'être évident, à cause de l'histoire géologique postcambrienne compliquée de la région.

Gisements formés à plus ou moins grandes profondeurs, liés aux granites, au métamorphisme, au volcanisme, à l'hydrothermalisme, à des roches grenues basiques ou ultrabasiques

On regroupe ici un certain nombre de types de gisements toujours impérativement liés à la présence de roches plutoniques ou volcaniques. Cette liaison n'est pas purement spatiale mais constitue la condition *sine qua non* de l'existence du minerai. L'origine de la réserve métal de ces roches n'est pas toujours bien perçue. Si, pour certaines roches basiques ou ultrabasiques, la réserve métal provient de l'origine de la roche elle-même, il n'en est pas de même pour les minéralisations liées à des plutons granitiques granitoïdes par exemple.

Actuellement, avec E. Raguin (1977), on peut admettre que la réserve métallique disponible dans le cas d'un pluton granitique peut avoir deux origines. Pour la plus simple, elle provient du granite lui-même et est « liée à son élaboration et véhiculée par lui à partir de zones profondes indéterminées ». Ce fut l'idée première.

La seconde origine fait intervenir un phénomène de drainage. Certains métaux contenus « à clarke élevé » (teneur moyenne de l'écorce terrestre en un élément donné) dans les formations encaissantes sont remis en mouvement lors de la mise en place du pluton. Ces éléments métalliques peuvent soit passer dans celui-ci, cas d'un granite « subautochtone de transformation », soit, dans le cas le plus général, se concentrer à proximité par des circulations hydrothermales centripètes. Quant au phénomène de concentration, il peut être dû soit à l'expulsion hors du granite, au moment de sa consolidation, de fluides résiduels chargés d'éléments métalliques (C. J. Sullivan, 1948) et qui se déposent en fonction de l'abaissement de la température suivant le schéma classique de W. H. Emmons (1933), soit, dans le cas d'un drainage des métaux, à des circulations ascendantes de solutions latérales le long de failles péribatholitiques (E. Raguin, 1976). On peut aussi envisager des circulations *per descendum* si, à l'époque de la « métallogénie », existait au-dessus du pluton un relief élevé aujourd'hui érodé (*fig.* 13).

Les gisements de ségrégation

On appelle gisements de ségrégation des gisements formés par différenciation lors de la cristallisation des roches plutoniques encaissantes, le minerai formant alors des poches, des colonnes, des lits, etc., à l'intérieur de ladite roche. La structure du minerai peut être variable : rubanée, massive, en nodules (chromite léopard de Nouvelle-Calédonie). Les minéraux peuvent être soit des oxydes (magnétite, ilménite, chromite), soit des sulfures (pyrite, pyrrhotite, chalcopyrite). On observe au sein de la roche une certaine zonalité. Les minéraux oxydés se trouvent répartis dans la masse, les minéraux sulfurés se concentrant principalement à la bordure de cette dernière.

En général, ces gisements sont associés à des roches basiques (gabbros) ou ultrabasiques (péridotites), plus rarement à des roches acides : pour celles-ci, citons le célèbre gisement de Kiruna (Suède), gisement de forme stratoïde, composé de magnétite non titanifère, intercalée entre une rhyolite et une syénite porphyrique.

Parmi les gîtes les plus classiques, on peut citer les gisements de chromite, tel celui de Tiebaghi situé dans la partie nord de la Nouvelle-Calédonie (*fig.* 14). Ce gisement est lié à un petit massif de péridotite (harzburgite) plus ou moins serpentinisée, d'âge probablement oligocène. La chromite forme ici deux corps minéralisés stratoïdes.

On peut considérer comme un cas particulier de ces gîtes les gisements dits d'inclusions dans lesquels le ou les minéraux utiles sont disséminés dans la roche et n'en sont qu'un constituant. La teneur est alors souvent très basse, et seules des substances de grande valeur marchande peuvent être exploitées dans de telles conditions. C'est le cas, par exemple, du platine, et surtout des diamants.

Les gisements de pegmatites

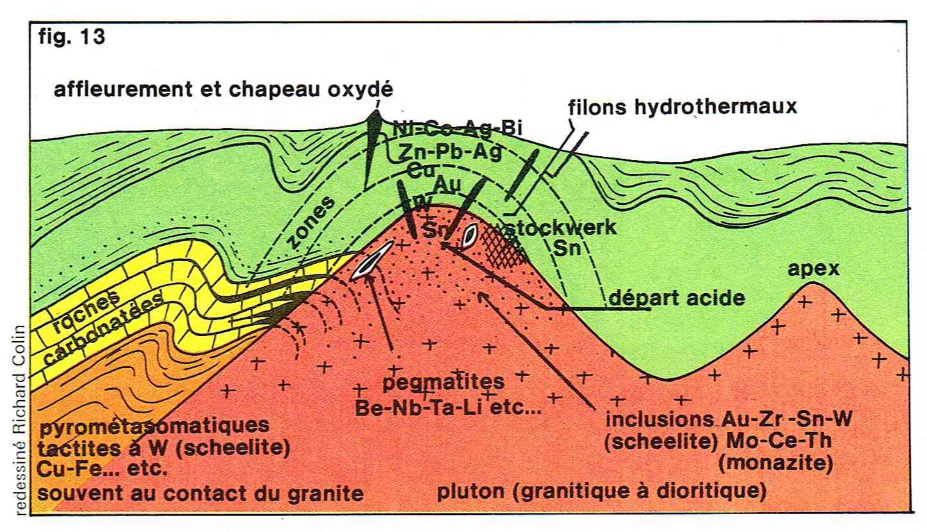
R. Haüy (1801) créa le terme de pegmatite pour désigner « le feldspath avec quartz enclavés ». Delesse (1849) l'utilise pour désigner des remplissages filoniens « d'une structure granitoïde à grandes parties ». Cette définition est proche de celle en cours actuellement, à savoir : amas ou filons où les minéraux habituels de certaines roches plutoniques cristallisent avec une texture à gros grains.

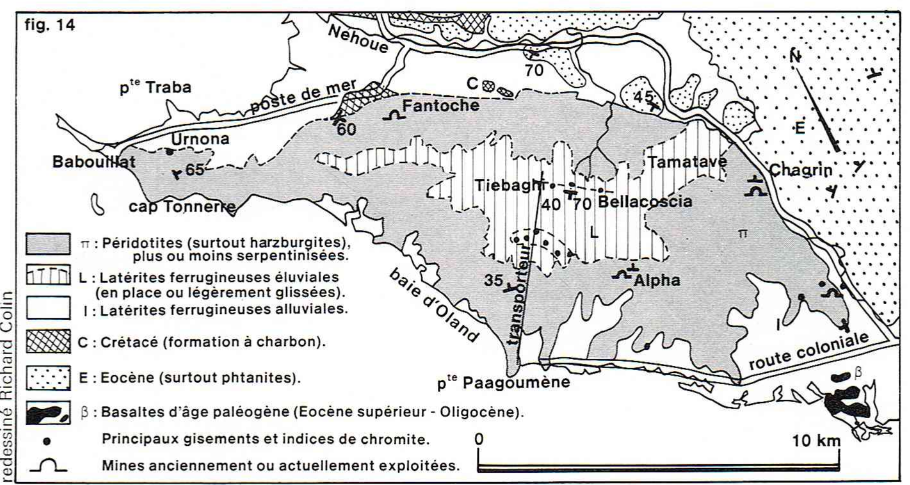
On connaît, outre des pegmatites granitiques, des pegmatites associées à des syénites néphéliniques et même à des roches basiques : gabbros et norites. Du point de vue économique, les pegmatites granitiques sont les plus importantes. Issues de la cristallisation résiduelle du bain magmatique, elles se situent soit à l'intérieur, soit surtout à la périphérie immédiate de la roche plutonique. Les corps pegmatitiques sont de formes variables. Si, d'une manière générale, la plupart se présentent sous forme d'amas ovoïdes, certains prennent une allure filonienne. On observe souvent dans ces amas une structure zonée.

Ces pegmatites contiennent un grand nombre d'espèces minérales. On en a dénombré 280 pour les pegmatites granitiques (A. E. Fersmann, 1931), et plus encore pour les pegmatites syéno-néphéliniques. Ces minéraux appartiennent à des groupes chimiques très variés : oxydes, carbonates, fluorures, borates, uranates, silicates de zinc, thorium et terres rares, titano-silicates, et présentent un grand intérêt industriel, pour les métaux rares en particulier. A. E. Fersmann a étudié la cristallisation de ces espèces minérales qui se fait suivant l'évolution du bain résiduel magmatique en fonction du refroidissement progressif. Schématiquement, on peut dire que les pegmatites les plus profondes lors de leur cristallisation contiennent du thorium, du niobium, du tantale, du titane, de l'uranium. Ce sont les pegmatites à terres rares. Les plus externes renferment des micas, du béryl, du lithium, de l'étain.


F. Lauzac

▲ *Dans le minerai de Sudburry (Ontario, Canada), la minéralisation se présente sous forme de petites amandes, essentiellement composées de pyrrhotite, disséminées dans la roche encaissante.*







R. Serment

▲ ***Le filon de l'Aouam (Maroc) ; le passage du filon en surface est matérialisé par les anciens travaux de décapage (taches sombres) ; l'effondrement au premier plan est dû aux travaux souterrains récents.***

Les gisements de pegmatites sont recherchés pour leur richesse en gemmes, mais aussi pour les terres rares, les micas et le feldspath de céramique. Il est intéressant de rappeler que les premières prospections pour l'uranium, en France, débutèrent par la recherche de minéraux uranifères dans les pegmatites granitiques du Massif central.

Du point de vue géologique, les grands champs pegmatitiques se situent principalement dans les aires anciennes. Une érosion profonde étant nécessaire pour leur mise en affleurement, leur formation se fait en profondeur dans la lithosphère. Ils se situeront donc dans les aires antécambriennes où se localisent les provinces pegmatitiques de Suède, du sud de la Norvège, de Madagascar, du Sud-Ouest africain (Namibie), du Colorado et d'Australie occidentale. Certaines zones hercyniennes peuvent contenir des pegmatites : l'Oural, le Massif central français (Haute-Vienne), les Appalaches.

★ *La lentille d'Angarf-Sud dans la plaine de Tazenakht* (Anti-Atlas marocain) fournit un excellent exemple de ce type de gisement. Dans la plaine de Tazenakht, formée de micaschistes et de migmatites attribués au Précambrien I, affleurent deux massifs granitiques : le granite d'Azguemerzi au nord, le granite leucocrate de Tazenakht qui recoupe le précédent, et qui affleure dans toute la plaine. Dans la partie sud, le granite de Tazenakht forme le massif de l'Adrar.

Dans le granite lui-même et dans sa zone de bordure, se localisent des amas pegmatitiques, parmi lesquels la lentille d'Angarf-Sud. Au contact, les micaschistes et migmatites présentent une auréole à tourmaline continue. Dans l'amas lui-même, on observe une très belle zonalité. Au contact de l'encaissant, il y a un développement important de muscovite en bordure d'une zone à feldspaths alcalins et quartz. Le noyau est formé de quartz. Le béryl forme un chapelet d'amas, certains atteignant plusieurs mètres dans la zone feldspathique dans laquelle on trouve également des amas verdâtres composés de fer, phosphates et manganèse.

Gisements de départ acide

Par ce terme dû à L. de Launay, on souligne la liaison étroite qui existe entre certains filons ou filonnets en stockwerk et des plutons granitiques ou granitoïdes. On les appelle aussi *gisements pneumatolytiques*. Ces gisements sont minéralisés principalement en étain et tungstène. Ce sont des dépôts tardi-magmatiques formés à partir des résidus volatils de fin de cristallisation des plutons. Ils sont encaissés dans ceux-ci ou à leur périphérie immédiate. Aux minéralisations en étain et tungstène rarement associées dans un même filon, s'ajoutent souvent du molybdène et plus rarement du bismuth dont la zone de répartition est beaucoup plus vaste. La gangue est quartzeuse avec présence de minéraux tels que topaze, fluorite, lépidolite et zinnwaldite (micas lithinifères). Les terrains encaissants subissent parfois, aux épontes des filons, des modifications importantes : développement de tourmaline, kaolinisation par altération des feldspaths du granite.

De même origine sont également les formations de *greisens*. Ce sont des roches qui se forment par destruction des feldspaths du granite sous l'influence des résidus volatils *(autopneumatolyse)*. La transformation donne naissance à une roche à quartz, muscovite ou mica lithinifère : le greisen. Les roches encaissant le pluton granitique subissent éventuellement ce phénomène (gisement d'Abbaretz en Bretagne). Parfois, certaines concentrations stannifères se développent dans les greisens avec tourmaline, topaze, apatite et fluorine.

Les coupoles et les protubérances des batholites ainsi que les terrains encaissants situés à proximité sont les lieux préférentiels de ces gisements. Par suite de l'érosion, ces gisements sont rares dans les chaînes très anciennes antécambriennes. Les principaux gîtes se localisent dans les chaînes plus récentes, hercyniennes, névadiennes, laramiennes. Ces deux dernières contiennent les minéralisations les plus importantes dans le Sud-Est asiatique.

Les gîtes de type porphyrique

Définis par Parson (1933 et 1956), ils se caractérisent par : leur association avec des intrusions subvolcaniques complexes, leurs grandes dimensions, leur basse teneur (d'où l'appellation anglo-saxonne : « disseminated copper ore ») ; une minéralisation cuprifère en multiples veinules (stockwerk) riche en pyrite associée à la chalcopyrite (la gangue [quartz et séricite] se développe en larges auréoles autour des corps minéralisés) ; la présence de molybdène en faibles quantités, irrégulièrement répartie mais constante (*fig.* 15).

Ce type de gîte se localise au sein de zones orogéniques mobiles. Les grandes ceintures de porphyres cuprifères sont associées à un linéament (limite entre deux unités ayant des histoires géologiques très différentes) moyen à la limite de zones géosynclinales du côté où le plan de Benioff s'enfonce (H. Pélissonnier, 1973). Le remplissage de ces géosynclinaux à évolution complexe est en totalité (Chili) ou en partie volcanique.

Assez tardivement par rapport aux phénomènes orogéniques principaux affectant ces géosynclinaux, apparaissent, avec un certain échelonnement dans le temps, un grand nombre d'intrusions successives issues d'un même foyer magmatique, généralement granodioritiques. La mise en place de ces intrusions s'est faite à faible profondeur, d'où leur caractère porphyrique. Ces intrusions présentent des différenciations : granitiques, dioritiques, monzonitiques. Les intrusions tardives ou finales, souvent monzonitiques, subissent une fracturation intense. Des minéralisations leur sont généralement associées. Il y a une liaison étroite entre fracturation et minéralisation. Ainsi que le souligne H. Pelissonnier (1972), « il y a toujours une corrélation positive entre la densité de fracturation ou de bréchification et l'importance de la minéralisation ». C'est une condition *sine qua non*. Cette minéralisation en stockwerk forme des amas, des groupes d'amas irréguliers, des lentilles dans et autour des intrusions à l'intérieur des roches encaissantes (roches ignées ou sédimentaires à l'exclusion des roches calcareuses).

Dépassant cette définition restrictive, le développement des connaissances sur ce type de gîte amène à inclure dans celui-ci toutes les minéralisations « non directement encaissées dans des porphyres mais cependant reliées à ceux-ci à l'échelle du champ » (H. Pélissonnier, 1972). C'est ainsi qu'au gîte porphyrique *sensu stricto*, on rattache : des skarns purs en liaison directe avec les roches calcareuses encaissant les intrusions et où la minéralisation forme des amas irréguliers, des lentilles plus ou moins stratiformes ; des filons, de formes et de longueurs variables, certains atteignant plusieurs kilomètres. Les relations entre gîtes porphyriques *sensu stricto* et skarns sont souvent très étroites : dans ce cas, le gîte est dit mixte.

Parmi les minéraux primaires, dans tous les gîtes, la pyrite est dominante et associée à la chalcopyrite. La bornite, également associée à la chalcopyrite, est présente sauf dans les filons. La molybdénite, en faibles quantités, est un satellite constant, sauf dans les filons où sa présence n'a pas toujours été décelée.

A ces minéraux s'associent dans les gîtes *sensu stricto* et mixtes la blende et, en moindres quantités, la galène, la magnétite, l'oligiste, l'énargite. La gangue est à quartz séricite, avec, pour le type mixte, de la calcite et des

silicates de calcium. Pour le type porphyrique *sensu stricto*, une tourmalinisation intense affecte les gîtes situés dans les cheminées de brèches volcaniques, en Amérique du Sud en particulier.

Dans les skarns, la minéralisation est semblable avec un accroissement parfois important de la proportion d'oligiste et de magnétite et quelquefois de blende. La gangue est essentiellement formée de calcite et de silicates de calcium, grenat, trémolite, diopside. Les filons se caractérisent par un accroissement variable du pourcentage de blende et de galène. Dans les parties filoniennes éloignées des intrusions, apparaissent des minéraux d'argent et de manganèse. La gangue est à dominante de quartz avec parfois de la séricite et des carbonates. Les phénomènes d'oxydation et de cémentation sont très importants et se traduisent par l'apparition de minéraux oxydés (carbonates et silicates de cuivre) et de sulfures riches (chalcocite et covellite), économiquement très intéressants.

Une altération hypogène (séricitisation et silicification) intense liée à la minéralisation se développe autour des gîtes. Cette altération est un guide de prospection.

Les gisements du type « skarns »

D'origine suédoise, le terme de « skarns » signifie « matériaux sans valeur ». Il s'appliquait pour les mineurs de Persberg à des agrégats de silicates de calcium, de magnésium, de fer et de manganèse intimement associés à la magnétite qui devaient être triés manuellement pour ne pas abaisser la teneur des minerais. Son introduction dans la littérature géologique serait due à A. E. Tornebohm vers les années 1880-1881.

Dans la géologie récente, on désigne sous le nom de skarns « les roches formées de zones à limites très tranchées monominérales ou constituées par un petit nombre de minéraux, essentiellement des silicates calciques fréquemment ferrifères, alumineux ou magnésiens » (K. D. Phan, 1967). Cette appellation essentiellement descriptive s'oppose au terme « tactite » créé en 1919 par F. L. Hess qui implique la connaissance préalable de l'origine et du mode de formation des minéraux présents ; il définit ainsi un sens plus restrictif. Actuellement, il semble préférable de n'utiliser que le terme skarn, en donnant des précisions sur le mode de formation, quand il est connu, des roches auxquelles il s'applique. Les idées sur la genèse des skarns et l'explication des caractéristiques principales de ces roches, à savoir la réduction du nombre de phases et les limites tranchées entre zones, ont été énoncées en 1954 par l'auteur russe Korjinski.

Situés très souvent au contact des roches plutoniques, généralement granitiques, les skarns contiennent parfois d'importantes concentrations métalliques sous forme d'oxydes ou de sulfures dues à une métasomatose puissante d'origine pneumatolytique, à température élevée ; d'où parfois l'appellation de gisements pyrométasomatiques. En fonction de leur position par rapport au pluton, on distingue les exoskarns localisés à l'extérieur des plutons, par opposition aux endoskarns inclus dans ces derniers.

La minéralogie des skarns est très variée. Les constituants essentiels sont grenat, pyroxène, épidote, magnétite, quartz, calcite, etc., avec comme minéraux accessoires ceux qui sont liés à des minéralisateurs tels que fluor, chlore, bore, hydroxydes. Les minéraux sulfurés sont communs.

On peut distinguer deux types de skarns. Les skarns formés par échange local d'éléments entre une roche carbonatée et une roche alumino-silicatée contiguë sont appelés skarns d'échange local ou skarns de réaction. Constituant le premier type, ce sont des skarns de couleur claire, presque toujours zonés, à limites nettes. Ces zones parallèles les unes aux autres sont constituées d'un petit nombre de minéraux et sont même monominérales. Leur puissance varie de quelques millimètres à quelques mètres. Les éléments entrant dans la composition des minéraux sont essentiellement Si, Ca, Mg et Al. Le fer joue un rôle moins important, ce qui le distingue de l'autre type de skarn. Qualitativement et quantitativement, leur formation peut être due à un emprunt aux roches déjà en place ; on admet ainsi l'existence de migration d'éléments. Celle-ci peut se produire par une réaction à sec entre roche silicatée et roche carbonatée en contact ; on aura dans ce cas un mince liséré de néo-formation, ce qui arrive quelquefois lors de formations peu puissantes. Plus généralement, vu leur puissance relativement élevée, on suppose qu'ils se sont formés aux mêmes conditions de pression et de température grâce à un fluide aqueux qui imprègne toutes les roches, fluide aqueux pouvant contenir certains éléments volatils : F, Cl, B, etc. Ce type de skarn est rarement minéralisé.

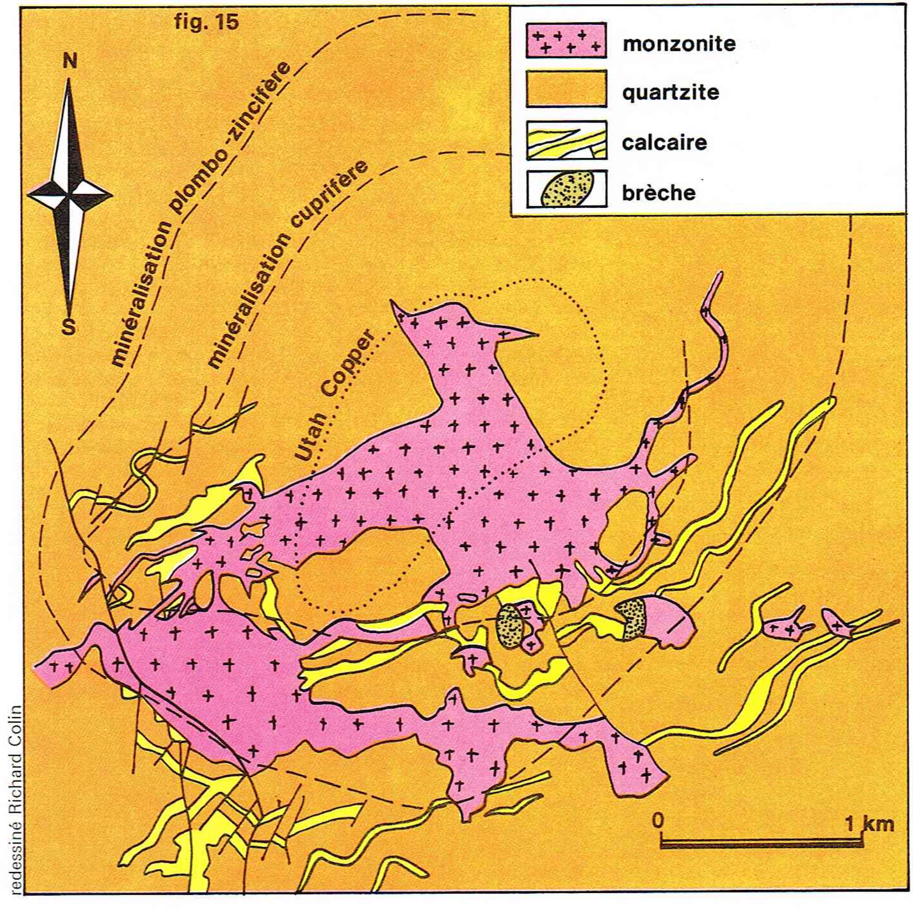
Le deuxième type, le plus intéressant du point de vue économique, est constitué de skarns formés par un apport massif d'éléments d'origine plus ou moins lointaine. Ce type est généralement lié à des intrusions plutoniques. Cependant, certains gisements de skarns sont situés assez loin de toute intrusion. C'est le cas de Sangdong en Corée.

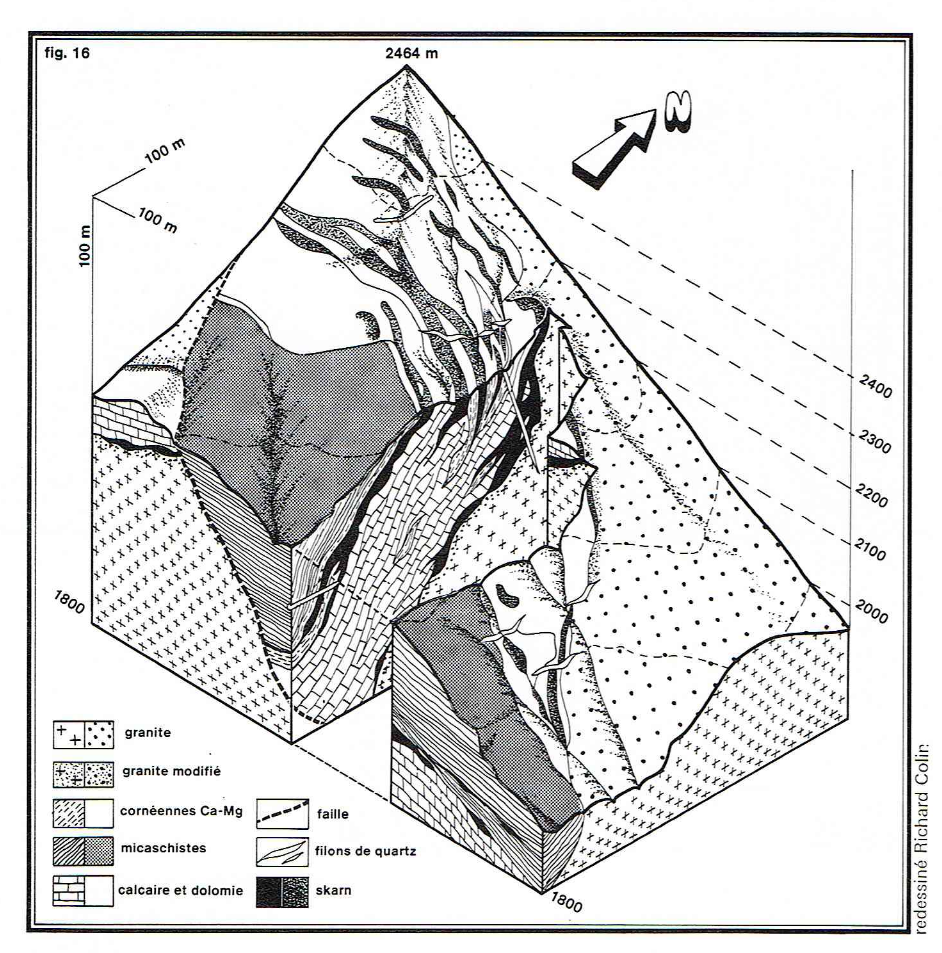
L'intrusion d'un pluton granitique ou granitoïde au sein de formations préexistantes contenant des assises carbonatées peut provoquer de profondes modifications de ces dernières. Par suite de la solubilité des carbonates, les « solutions » émanant des intrusions subissent une modification du pH et amènent la précipitation de certains des ions qu'elles transportent. De même, par réaction avec les carbonates, d'autres ions peuvent se fixer. La fracturation souvent associée à la mise en place du pluton au sein des assises carbonatées est un phénomène favorable.

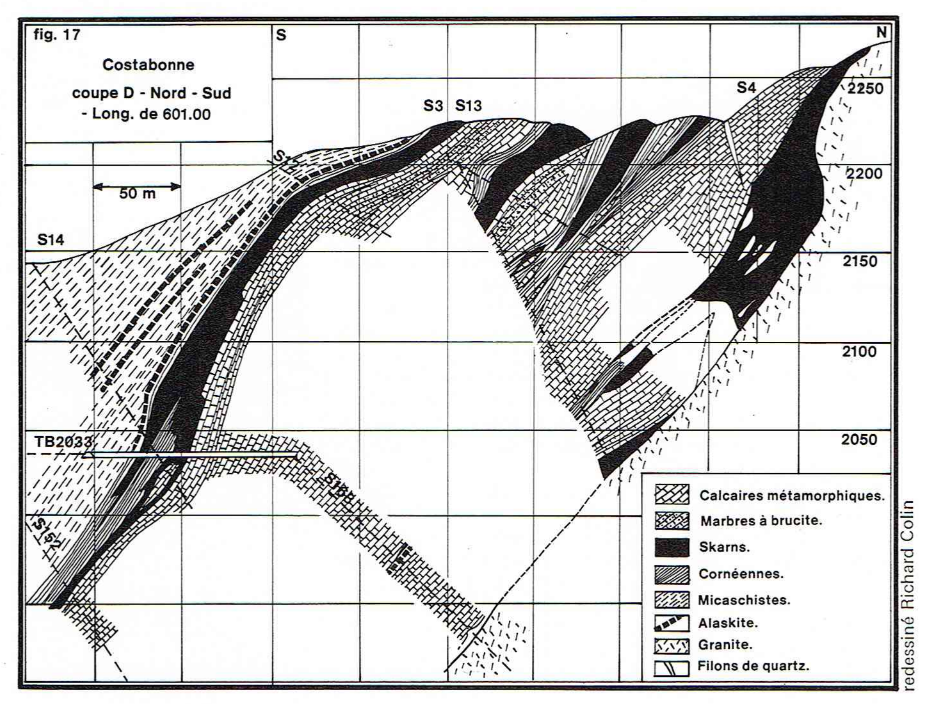
Les skarns ainsi formés sont de formes très irrégulières, le plus souvent en amas, parfois de grandes dimensions (plusieurs centaines de mètres), plus ou moins allongés avec des protubérances. On observe une zonalité grossière. Les minéraux constitutifs sont principalement des silicates ferrocalciques : andradite, hédenbergite associée à de l'ilvaïte, vésuvianite, diopside, etc., traduisant un apport de fer assez intense. Presque toujours, ces skarns contiennent, en quantités plus ou moins grandes, des oxydes de fer (magnétite) et des sulfures (pyrite et chalcopyrite).

Les plutons favorables sont des massifs circonscrits de faibles dimensions à l'affleurement (quelques kilomètres). La minéralisation dépend de la nature de l'intrusion plutonique. Les skarns à scheelite, molybdénite, chalcopyrite, sont en relation avec des plutons, granitiques ou parfois de roches intermédiaires. Les roches

▼ *Figure 15 : carte du district minier de Bingham (États-Unis) [d'après R. N. Hunt et H. G. Peacock, simplifié ; publié dans E. Raguin,* les Gîtes minéraux, *Masson].*







▲ ***Gisement de tungstène de Costabonne (Pyrénées-Orientales, France); figure 16 : bloc diagramme; figure 17 : coupe nord-sud du gîte (fig. 16 et 17, d'après G. Guitard et P. Laffitte, Sciences de la Terre, Nancy, t. VI, n° 1-2, 1958).***

basiques ne produisent pas de skarns par suite de leur pauvreté en eau, silice et éléments minéralisateurs indispensables à leur formation.

★ *Un exemple de gîte de type skarn. Le gisement de tungstène de Costabonne, Pyrénées-Orientales (France)*, d'après G. Guitard et P. Laffitte (1960). Il représente un gisement de type skarn « classique », car, après la période métallogénique, il n'a été affecté par aucun phénomène endogène ou tectonique important, à l'exception de quelques failles et d'une surrection qui l'amènent en affleurement (*fig.* 16 et 17).

Situé dans la partie orientale de la zone axiale des Pyrénées, le gisement de Costabonne se localise au contact d'un granite intrusif post-tectonique hercynien et de niveaux calcaires dolomitiques interstratifiés dans des formations cambriennes affectées par le métamorphisme général hercynien. Les assises encaissantes n'ont été que fort peu dérangées lors de l'intrusion de ce dernier. Les phénomènes de rebroussement de schistosité et de linéation sont inexistants. Ce granite est homogène à grains réguliers assez grossiers (1 à 4 mm) à quartz, plagioclase, biotite et feldspath potassique, et à phénocristaux centimétriques de microcline. Le métamorphisme de contact sur les niveaux carbonatés amène, à partir de niveaux calcaréo-dolomitiques par dédolomitisation, la formation de marbre à minéraux magnésiens. Les niveaux plus alumineux se transforment en cornéennes à grenat. Des solutions provenant de granite percolent suivant le contact et, par métasomatose, provoquent la formation de skarns minéralisés.

On distingue deux venues : une venue métasomatique principale avec apport des éléments Si, Al, Fe, W; une venue métasomatique tardive apportant Si, OH, et des sulfures. Ultérieurement se formeront des filons de quartz tardihercyniens recoupant l'ensemble. Ces phénomènes métasomatiques de skarnification par action sur le granite lui-même provoquent de profondes modifications sur une puissance de 1 à 10 mètres. Cette zone se caractérise par l'absence de microcline, la pauvreté en biotite primaire, la basicité des plagioclases non zonées, l'abondance du quartz et la présence éventuelle de minéraux calciques. En relation avec cette modification, et à partir du granite lui-même, se forme un premier type de skarn à grenat et magnétite appelé aussi endoskarn, par opposition aux skarns formés aux détriments des niveaux calcaréo-dolomitiques appelés exoskarns.

Dans les formations carbonatées, les skarns sont largement développés. On peut distinguer :

— une masse principale au contact granite-horizon calcaréo-dolomitique; elle forme un amas de grandes dimensions, plaqué sur le granite, à contact irrégulier et parfois peu net avec celui-ci; par contre, le contact avec l'horizon carbonaté est net et suit en général la stratification;

— une vaste lentille plate d'aspect interstratifié entre les dolomies et la couverture de micaschiste;

— entre ces deux ensembles, au sein des cornéennes rubanées, se localisent un certain nombre de lentilles de skarns de dimensions variables.

Le grain de la roche est toujours grossier, d'ordre centimétrique. Les minéraux sont des grenats calciques (grossulaire, andratite) contenant en inclusions pyroxène et scheelite, des pyroxènes de type salite et ferrosalite, de la scheelite souvent idiomorphe. La formation de ces minéraux correspond à la venue métasomatique principale. On observe un certain rubanement particulièrement bien développé dans les lentilles de skarns intercalées dans les cornéennes, et formées de grenats (grenatite), de pyroxènes (pyroxénite).

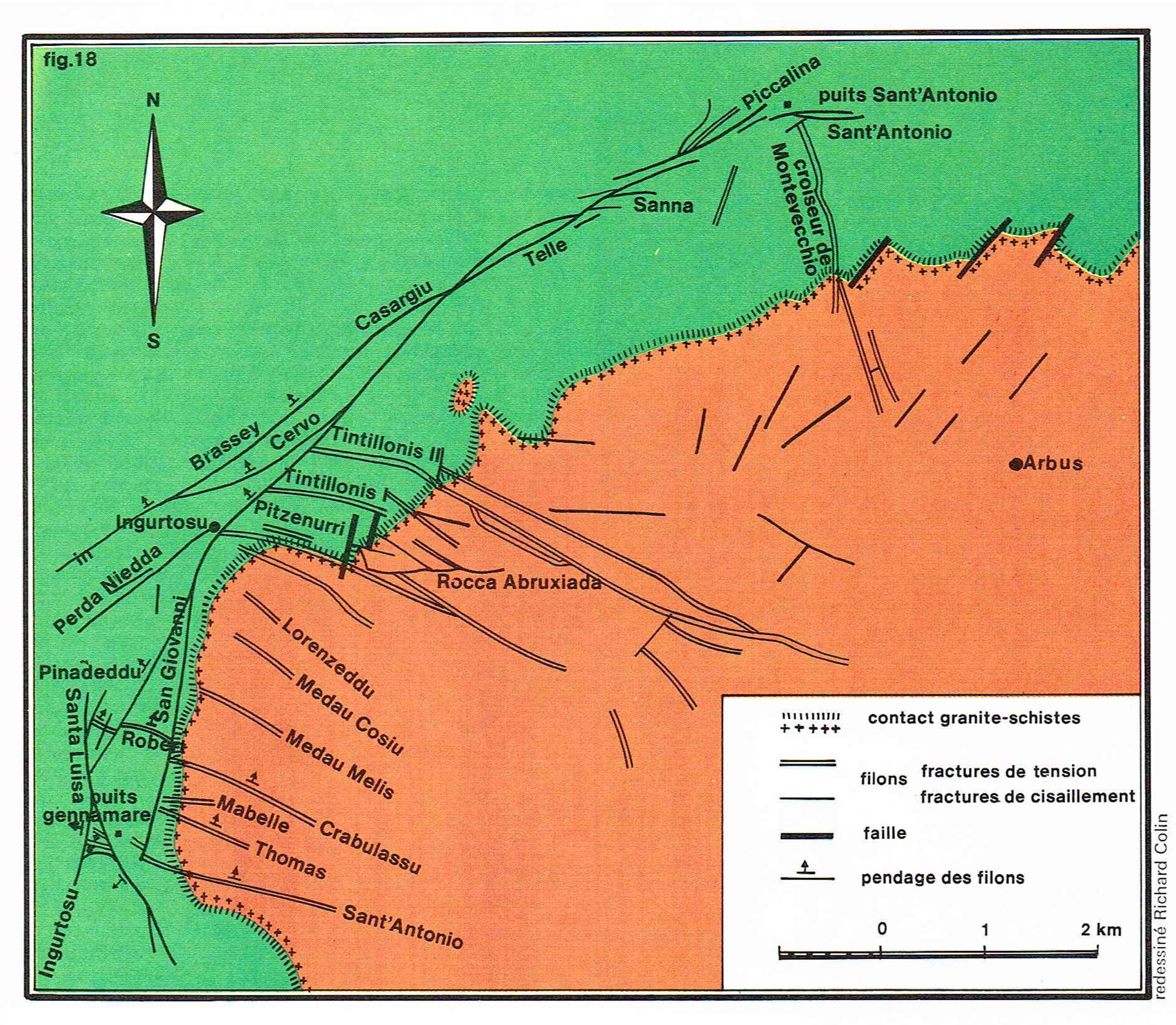
Les sulfures et aussi une partie de la scheelite sont liés à la venue métasomatique tardive. C'est ainsi que le molybdène se rencontre dans les grenatites en quantités peu importantes. Les pyroxénites renferment, en proportions assez faibles, blende, pyrite, pyrrhotite, bismuthinite ou chalcopyrite.

Les filons

Les filons constituent peut-être le type de gîte le plus anciennement connu et exploité, et, en tout cas, celui qui a eu jusqu'au début de ce siècle la plus grande importance économique. D'où l'expression populaire : « Avoir trouvé le filon... » Malgré la mise en exploitation de gisements de types autrefois inconnus ou inexploitables, les filons continuent d'être activement prospectés et exploités. A titre d'exemple, deux gisements filoniens nouveaux (Les Farges en Corrèze, Saint-Salvy dans le Tarn) ont été découverts et mis en exploitation ces dernières années en France.

Les filons sont susceptibles de renfermer de très nombreuses substances, principalement Pb, Zn, Ag, Cu, Au, Sn, Sb, etc.

Un gisement filonien résulte du remplissage, par des gangues et des minéraux utiles, de cassures plus ou moins rectilignes subverticales, de pendage varié, de



◀ ***Figure 18 : le champ filonien plombo-zincifère d'Ingurtosu-Montevecchio (Sardaigne) ; encaissés dans des schistes paléozoïques, les principaux filons entourent un massif granitique hercynien, en affectant une disposition en pelure d'oignon. D'autres filons radiaux sont normaux au contact schistes-granite. Les premiers représentent des fractures de cisaillement, postérieures à une première phase de fracturation responsable des fractures de tension, sur lesquelles sont installés les filons radiaux. Cela illustre un cas particulièrement complexe de fracturation en deux temps, due à la différence de compétence entre deux roches, et pour lequel les contraintes responsables de la fracturation varient dans l'espace, l'une des contraintes principales restant normale au contact (d'après F. Lauzac, thèse 1969).***

dimensions pouvant atteindre plusieurs kilomètres pour la longueur, et plusieurs dizaines de mètres pour la *puissance*, c'est-à-dire l'épaisseur du filon (*fig.* 18).

On appelle *éponte* la partie du filon qui vient immédiatement en contact avec la roche encaissante. Aux épontes du filon existe parfois une zone argileuse, la *salbande*.

Un filon peut contenir plusieurs *veines* minéralisées, parallèles ou séparées par des septums stériles. On désigne alors l'ensemble sous le nom de *caisse filonienne*. De même, il peut exister des *colonnes* riches, plus ou moins inclinées dans le plan du filon. On appelle « pitch » cette inclinaison des colonnes riches, réservant le terme *pendage* à l'angle que fait le filon lui-même avec l'horizontale.

La structure du minerai est variable d'un filon à l'autre. Elle peut être rubanée parallèlement aux épontes, en cocardes, bréchique, etc. On rencontre fréquemment des morceaux des terrains encaissants arrachés aux épontes lors de la formation de la fracture contenant le filon, enrobés et plus ou moins « digérés » par les minéraux constituant le remplissage filonien. Il n'est pas rare non plus que des vides subsistent dans le filon, ces vides pouvant alors être tapissés de cristaux automorphes, parfois magnifiques, tels que les fluorites de Peyrebrune (Tarn) ou les pyromorphites de Vézis (Aveyron).

La minéralogie du remplissage des filons est souvent complexe, au moins en ce qui concerne les minéraux métalliques, et il n'est pas rare qu'une étude soignée au microscope à réflexion montre l'existence dans un seul et même filon de plusieurs dizaines de ces minéraux.

Le minéral de gangue le plus courant est le quartz. Sont également fréquents la calcite, la sidérite, la dolomite, la barytine, la fluorite, ces deux derniers minéraux pouvant être, selon leur abondance, minéraux de gangue ou constituer la minéralisation utile.

Compte tenu de la position verticale ou subverticale des gîtes filoniens, les phénomènes d'oxydation et de cémentation y sont généralement bien marqués. Ces zones d'altération dues aux circulations d'eaux *en direction du bas* (on dit plus scientifiquement « circulation *per descensum* ») se surimposent à la zonalité verticale primaire du filon. En effet, en règle générale, la composition minéralogique du remplissage filonien varie avec la profondeur de la zone considérée.

Il peut exister aussi des zonalités horizontales, la composition du remplissage d'un filon pouvant varier, à un même niveau, d'une extrémité à l'autre de celui-ci. Ce phénomène, moins fréquemment décrit et moins souvent observable, n'entraîne pas en général de changements radicaux dans la composition minéralogique du filon.

Il existe enfin parfois une zonalité d'une éponte à l'autre, dans le cas de filons à structure rubanée. Cette zonalité, symétrique par rapport à l'axe du filon, est l'expression de l'*ordre de cristallisation* des minéraux ayant peu à peu bouché la fracture, le dépôt étant bien entendu centripète, c'est-à-dire progressant des épontes vers le centre de la fracture. De beaux exemples d'un tel remplissage peuvent être observés à la mine de Peyrebrune (Tarn), au filon dit « des Romains ».

Quels sont les « contrôles » des minéralisations filoniennes, c'est-à-dire les règles que doit suivre le géologue pour tenter de déterminer si tel ou tel filon mérite une reconnaissance par géochimie, géophysique, sondage, travaux miniers ? La morphologie, l'anatomie allions-nous dire, d'un gisement filonien ayant été définie ci-dessus, il faut parler maintenant du mécanisme de formation des filons.

Pour qu'il y ait filon, il faut donc, comme condition première, qu'il y ait une *fracture ouverte* de l'écorce terrestre dans laquelle viendront se déposer les minéraux de remplissage. Les géologues distinguent deux types de fractures pouvant donner naissance à des filons : les fractures de tension et les fractures de cisaillement. Les fractures de tension, généralement assez courtes, sont caractérisées par leur absence de rejet (voir volume *Géologie II*), tant horizontal que vertical. De plus, les épontes sont régulières, la puissance des filons faible (maximum : 1 à 2 mètres).

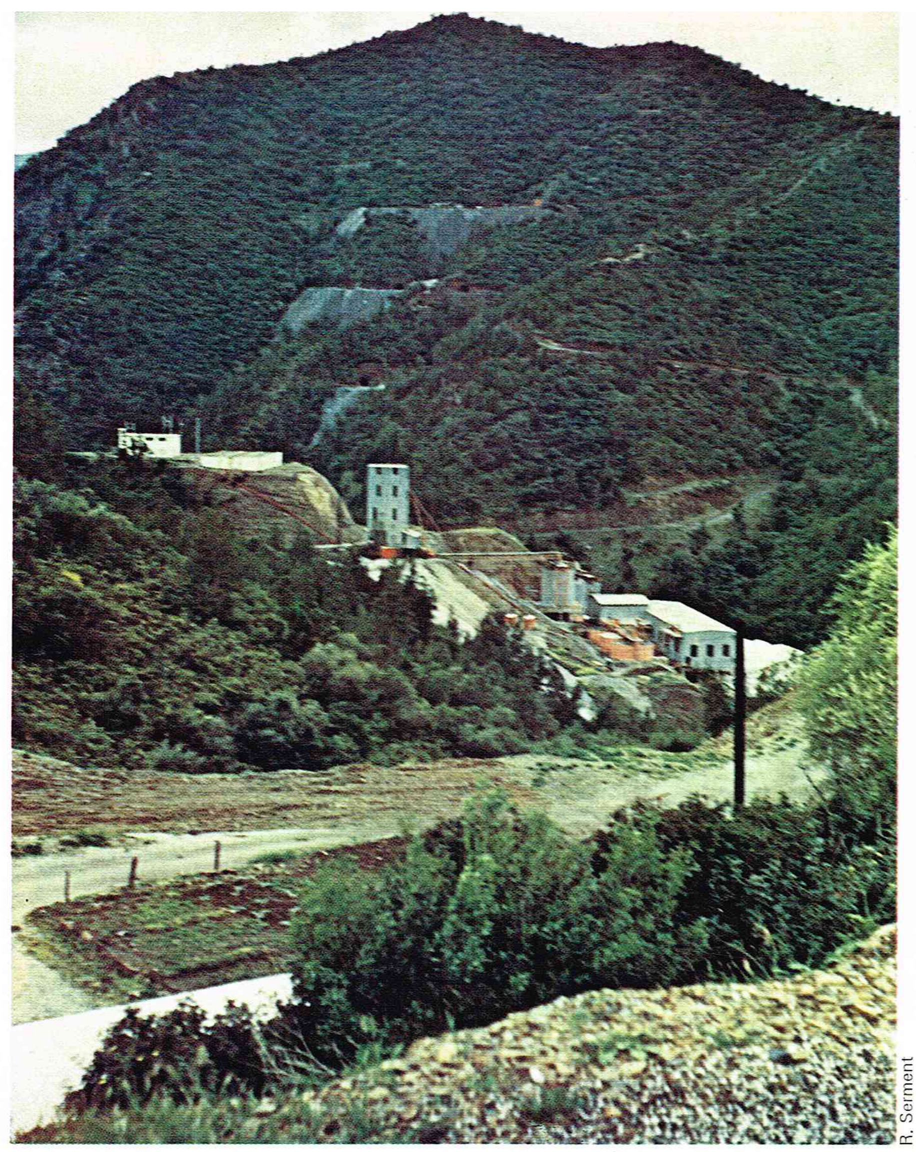
Les fractures de cisaillement ne sont pas à proprement parler des fractures ouvertes, mais des zones broyées, permettant, par conséquent, le passage des fluides minéralisateurs. La puissance peut atteindre plusieurs dizaines de mètres. Les filons installés dans de telles fractures sont le plus souvent complexes, formés de plusieurs veines minéralisées.

Fractures de tension et fractures de cisaillement coexistent presque toujours à l'intérieur d'un même champ filonien. En effet, un régime de contrainte donné,



F. Lauzac

▲ ***Le minerai de fluorite d'El Hamman (Maroc) présente une structure filonienne rubanée.***


R. Serment

▲ *Les déblais des différents niveaux tracés dans le plan du filon de fluorite d'El Hamman (Maroc) jalonnent l'affleurement de celui-ci sur les flancs de la montagne; au premier plan, on aperçoit les installations de traitement du minerai.*

▼ *Figure 19 : les minéralisations liées au volcanisme insulaire (d'après J. Bouladon, Conférence à l'École nationale supérieure des mines de Paris).*

appliqué à un massif rocheux, provoquera l'apparition d'une direction de fractures de tension et de deux directions de fractures de cisaillement, ces dernières étant symétriques de part et d'autre de la direction des fractures de tension et faisant entre elles un angle inférieur ou égal à 90°, du moins théoriquement. Dans la pratique, seules deux directions de fractures seront bien développées, soit les deux directions de cisaillement, soit l'une de celles-ci et la direction de fracture de tension.

Pour que la fracturation ait lieu en respectant le schéma théorique exposé ci-dessus, deux conditions sont nécessaires : que le régime de contraintes appliquées à la roche soit uniforme, et que la roche soit suffisamment homogène pour que ses propriétés mécaniques soient constantes quel que soit le point considéré. Or ces deux conditions ne seront jamais remplies, ce qui se traduira sur le terrain par des changements de direction et/ou de pendage des filons, des variations de puissance, etc., ces variations pouvant avoir des répercussions sur le contenu-métal du filon, tant quantitativement que qualitativement. Seule l'expérience d'un champ filonien donné permettra de définir quels sont les facteurs favorables liés à la fracturation elle-même.

Chimiquement, et bien que cette théorie soit actuellement controversée par certaines écoles métallogéniques, le remplissage d'un filon s'effectue *per ascensum*, c'est-à-dire grâce à des solutions minéralisées circulant de bas en haut. Le schéma classique d'une telle circulation d'eaux est le suivant : l'eau météorique s'infiltrant dans un massif montagneux se réchauffe et se charge en éléments métalliques, par dissolution des minéraux rencontrés. A la faveur de faille, cette eau chaude, donc plus légère, pourra remonter par effet de thermosiphon, jusqu'à un exutoire évidemment situé moins haut que la zone de collecte de l'eau météorique. Se refroidissant au fur et à mesure de sa remontée, cette eau abandonnera petit à petit, par précipitation sur les parois du vide emprunté, des minéraux métalliques. La cristallisation des différents minéraux dissous ne sera bien évidemment pas simultanée, mais se fera de façon fractionnée, ce qui rend compte de la zonalité verticale des filons. C'est le phénomène hydrothermal.

De nombreux métallogénistes envisagent maintenant la possibilité de formation *per descensum* des filons, le dépôt se faisant alors à partir de solutions d'origine très superficielle lors de la phase de descente des eaux, ce qui explique alors facilement la fermeture vers le bas des filons.

Dans les deux cas, formation *per ascensum* ou *per descensum*, l'eau doit obligatoirement circuler, ce qui impose sa mise en charge et la présence d'exutoires, donc la présence de reliefs suffisamment élevés. Les périodes postorogéniques seront donc, en tout état de cause, les plus favorables à la formation de gisements filoniens.

La température des solutions responsables de la naissance de tels gisements est très variable. Elle peut varier de quelques dizaines de degrés Celsius à 450-500 °C. Classiquement, on distingue trois domaines de températures, correspondant chacun à des types de gisements différents :

— gisements épithermaux, dont la température de formation est en gros inférieure à 150 °C; c'est le domaine de nombre de filons de barytine, mercure, antimoine;

— gisements mésothermaux, formés entre 150 et 300 °C; la plupart des gisements de plomb-zinc se trouvent dans ce domaine de températures;

— gisements hypothermaux, formés à plus de 300-350 °C, ce qui est le cas de nombreux gisements d'étain et de tungstène. Ces températures de formation peuvent être évaluées avec assez de précision par différentes méthodes, dont les plus classiques sont : l'étude des inclusions fluides des minéraux et celle de la présence, décelable au microscope, d'associations minérales dont le domaine de stabilité est limité à certains domaines de températures.

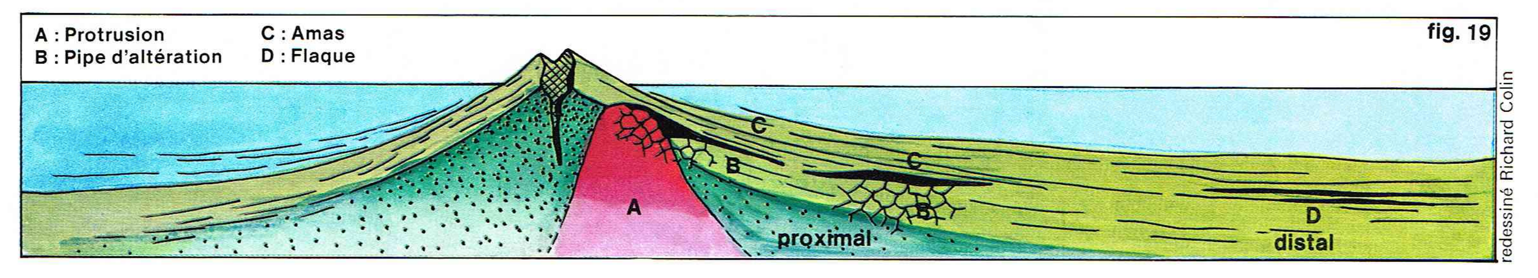
Les gisements volcano-sédimentaires

Sous l'eau, les épanchements et projections volcaniques, ainsi que d'éventuelles intrusions subvolcaniques, peuvent apporter des éléments chimiques. Après sédimentation, ceux-ci peuvent former des gisements dits volcano-sédimentaires. Cette dénomination rappelle l'origine volcanique des éléments métalliques, leur mode de dépôt sédimentaire.

La nature du volcanisme associé permet de distinguer (d'après J. Bouladon et P. Picot, 1976) :

— des minéralisations volcano-sédimentaires liées à un volcanisme calco-alcalin différencié avec termes acides abondants; ce volcanisme peut être qualifié d'« épicontinental », c'est-à-dire sur socle sialique (*voir* Rocci et Juteau, 1973);

— des minéralisations volcano-sédimentaires liées aux ophiolites, c'est-à-dire à des associations stratiformes d'ultra-basites, gabbros et laves basiques avec peu ou pas de terme acide, qui sont typiquement océaniques.



De même, la position de ces gisements par rapport au phénomène volcanique générateur permet de distinguer les gisements dits proximaux (proches ou en liaison directe avec celui-ci), les gisements dits distaux, situés à quelques kilomètres, et où la liaison avec le volcanisme est plus discrète (*fig.* 19).

★ *Gisements volcano-sédimentaires sur écorce sialique*. Le volcanisme calco-alcalin épicontinental est générateur de plusieurs types de minéralisations. Parmi les plus importantes, citons :

● *Les amas sulfurés massifs à cuivre, plomb-zinc avec or et argent*. Ces amas sont concordants sur la stratification. Morphologiquement, on peut distinguer l'amas lui-même enveloppé d'un chert (zone siliceuse) et le « pipe d'altération » qui correspond à une minéralisation en stockwerk située sous la minéralisation massive. Ces amas sont généralement zonés. Le zinc et le plomb s'accumulent à la partie supérieure, la barytine est répartie à la périphérie. Le cuivre se localise à la base et dans le stockwerk du pipe où il est parfois plus abondant que dans l'amas lui-même. La pyrite est ubiquiste.

Dans le cas d'une localisation proche du centre d'émission, la minéralisation se situe parfois sur le flanc d'une protrusion dacitique, tardive, intrusive au centre de l'appareil émetteur. L'amas peut être plus éloigné, mais reste toujours enraciné sur son pipe d'altération. Dans ces deux cas, le gisement est dit proximal.

Si la minéralisation se développe à quelques dizaines de kilomètres du centre émetteur, elle se présentera alors sous forme de couches minéralisées, minces, régulières, parfois répétées et formant une sorte de « flaque » sans pipe d'altération. Elle se situera dans des séries détritiques fines (flyschs, grauwackes, calcschistes, schistes carbonés), dans un bassin confiné. L'épisode volcanique est discret et se manifeste généralement par la présence de tufs. La barytine, le zinc et le plomb s'accumulent à la périphérie de la flaque métallifère, tandis que le cuivre et la pyrite occupent le centre. Ce type de minéralisation est dit distal. C'est le cas des gîtes de Carboire et de Bodennec en France. Soumis très généralement à une tectonique souple dans les zones orogéniques, ils paraissent s'être mis en place au cours de la phase précoce de l'orogenèse.

Ce type de gisement est connu tout au long de l'histoire géologique avec des caractères généraux semblables. On ne peut distinguer qu'une augmentation relative de la proportion de plomb qui, par rapport au total des métaux, cuivre, plomb et zinc, passe de moins de 1 % dans les gisements archéens à 10 % dans les gisements récents miocènes. De même, dans les gîtes récents, il y a développement de sulfates : barytine, gypse, qui sont inconnus dans l'Archéen. Parmi les gîtes les plus importants, citons ceux de l'Archéen (Canada, Australie), de l'Ordovicien au Dévonien inférieur (Bodennec en Bretagne, Oural), du Dévonien supérieur et Carbonifère inférieur (Huelva, Meggen) au Miocène (Japon, Algérie).

● *Les formations ferrifères rubanées appelées aussi itabirites*, dont certaines sont interstratifiées dans des formations volcano-sédimentaires d'âge archéen au Canada.

● *Les formations manganésifères à gondites :* ces roches métamorphiques à spessartite, rhodonite et quartz renferment des oxydes et des carbonates de manganèse. Elles sont souvent associées à des tufs volcaniques.

● *Les gisements de fer de type Lahn et Dill*, d'âge dévonien, situés dans le Massif schisteux rhénan.

★ *Gisements volcano-sédimentaires sur croûte océanique*. Le volcanisme intervenant est un volcanisme basaltique issu du manteau, générateur de la croûte océanique. Les minéralisations sont liées aux ophiolites considérées comme des lambeaux de croûte océanique, arrachés et déformés par une tectonique en plis couchés et écaillés. Une série ophiolitique comprend de bas en haut : une semelle de péridotite affectée de déformations intra-magmatiques, appelées parfois tectonites ; des cumulats péridotitiques parfois serpentinisés pouvant contenir de la chromite ; des cumulats gabbroïques ; des laves basiques à pillow-lava (basaltes et spilites). Le tout est surmonté par des formations à radiolarite.

Les minéralisations associées apparaissent au sommet des spilites dans une zone de passage de tufs basiques aux tufs acides (kératophyre) par une série d'alternances. La minéralisation est dite distale : c'est le cas du gîte de cuivre de Bleida (Maroc), de Diaguili (Mauritanie), de Poli (Cameroun). D'autres apparaissent au sommet des gabbros. C'est le cas des gîtes de cuivre d'Akjoujt en Mauritanie (500 000 t de cuivre-métal), Erganie en Turquie (200 000 t de cuivre-métal). D'une manière générale, et à part ces exceptions, ces types de gîte sont de faible tonnage-métal.

Les gisements de carbonatites

Bien que connues depuis fort longtemps des pétrographes, les carbonatites n'ont acquis un intérêt économique que récemment. Ce sont des roches grenues de genèse mal connue, composées de carbonates (calcite, dolomite, sidérite), de néphéline, olivine, feldspath, etc. Dans leurs gisements, elles sont toujours associées à des roches hyperalcalines, le tout organisé en structures concentriques, les roches les plus basiques étant les plus centrales. Ces massifs à carbonatites sont en général alignés à proximité de grandes zones de fractures.

Classiquement, les minéralisations qui leur sont associées sont essentiellement de l'apatite (presqu'île de Kola, U. R. S. S., Kenya), des minéraux de Nb-Tl (Alnö en Suède, Kenya), et des minéraux de terres rares (pyrochlore, monazite, cérite) comme à Mountain Pass (Californie). Mais on peut également y rencontrer des occurrences de Zr, Th-U, Cu, F, Ti, etc.

La prospection minière

Elle a pour but de mettre en évidence de nouvelles concentrations minérales exploitables. Si, dans le passé, la découverte de nouveaux gisements, affleurants ou subaffleurants, était souvent le fait d'un heureux hasard — ce fut le cas par exemple, en 1885, du très important gisement de nickel de Sudbury (Ontario), mis en évidence lors des travaux de creusement d'une tranchée de chemin de fer —, il n'en est plus de même aujourd'hui. D'une manière générale, on peut dire que, jusqu'à la Seconde Guerre mondiale, la recherche minière se préoccupait uniquement de déterminer l'extension de gîtes déjà connus. Cette démarche peut être qualifiée de « centrifuge » (J. Bertraneu, 1973).

Depuis la Seconde Guerre mondiale, la prospection minière, par suite du développement des connaissances sur les divers types de gisements (conditions de formation, relations avec le cadre géologique local et régional) ainsi que sur la géologie générale des diverses régions du globe, est orientée vers la recherche des mêmes conditions géologiques dans une démarche que l'on peut qualifier de « centripète et indirecte » (J. Bertraneu, 1973).

La gîtologie prévisionnelle selon les critères énoncés précédemment sélectionne les zones où la découverte de nouveaux gisements peut être envisagée avec quelques chances de succès. Les travaux de P. Lafitte et P. Rouveyrol (1964-1965) ont mis en évidence la concentration des gîtes minéraux sur des zones réduites. Étudiant statistiquement la concentration des métaux (tonnage-métal produit + réserves), ils ont remarqué que celle-ci diffère suivant les métaux. Certains sont très concentrés dans un petit nombre de gisements localisés dans un nombre restreint de districts ; c'est le cas du mercure, dont 95 % du tonnage exploité et des réserves connues se répartissent en 5 gros districts, et de l'antimoine (75 % en 5 districts). D'autres substances, comme le plomb, présentent une répartition plus diffuse. Les cinq plus gros districts plombifères ne représentent que 30 % du tonnage-métal connu et exploité. D'un point de vue prévisionel, cela amènera la prospection, pour les métaux concentrés, à s'intéresser à une zone déjà productrice, tandis que, pour les métaux moins concentrés, la prospection de zones judicieusement choisies permettra d'espérer d'heureuses découvertes.

La prospection minière se fait par étapes, mettant en jeu une série de méthodes techniques complémentaires. Leur application dans le cadre de chaque étape permet de recueillir des données qui, après synthèse, rendent possible le passage à l'étape suivante. Nous définirons rapidement ces différentes méthodes. Leurs conditions d'application seront exposées dans le schéma général d'une prospection minière dont les différentes méthodes s'imbriquent étroitement les unes dans les autres.



▲ *Une photographie aérienne en infrarouge prise par satellite de la région de Monterey (Californie, États-Unis). Sur cette photo ont été reportées des indications d'ordre géographique et géologique, comme la localisation des villes (Salinas, San José, Hollister, etc.), des zones de cultures (farms) dans Joaquim Valley, des chaînes de montagnes (Diablo et Santa Lucia Ranges), et les failles, notamment celle de San Andreas (San Andreas Fault). De telles photographies constituent une aide précieuse pour le géologue en permettant par la « restitution » (l'établissement de cartes) de combler l'insuffisance des documents topographiques et de dégager les structures et les anomalies qu'il lui appartiendra de déterminer sur le terrain.*

Les différentes méthodes de prospection

Les méthodes géophysiques

La géophysique étudie les propriétés physiques de l'écorce terrestre : résistivité électrique, intensité de la pesanteur, rigidité, susceptibilité magnétique, chiffrables à l'aide de paramètres particuliers. Ces propriétés peuvent être dues soit à des phénomènes *intrinsèques* ou *spontanés* dans l'écorce : courants telluriques, polarisation électrique spontanée, magnétisme terrestre, soit à des phénomènes *provoqués* ou *induits :* envoi de courant électrique dans le sol, explosion sismique.

Le choix des propriétés utilisées par la prospection minière, donc de la méthode, dépend de la nature de la minéralisation recherchée, du relief, de la superficie de la zone prospectée. Ainsi, les prospections aéroportées magnétiques et scintillométriques sont toujours des méthodes régionales. Les mesures obtenues après certaines corrections sont reportées sur des cartes. Les variations par rapport à une distribution régulière des valeurs, appelées anomalies, sont concrétisées par le tracé de courbes dites d'isoanomalies. Le report sur carte facilite l'interprétation.

La prospection géophysique est utilisée pour déceler la présence éventuelle d'un gisement dans le cas où le minerai qui le compose présente des caractéristiques physiques permettant de le distinguer nettement des roches encaissantes. La méthode est dite directe.

Dans le cas le plus général, la géophysique détecte des structures géologiques susceptibles d'être plus ou moins en rapport avec la présence éventuelle de concentrations minérales : système de failles, remontées du socle. La méthode est dite alors indirecte.

L'interprétation des anomalies décelées nécessite toujours l'intervention d'un spécialiste qualifié.

Les méthodes de prospection géochimique

J. S. Webb (1953) définit ainsi la prospection géochimique : « Les méthodes géochimiques de prospection sont fondées sur une prémisse : la présence d'un gisement minéral masqué peut être révélée par des variations peu sensibles, et cependant symptomatiques de la composition chimique des minéraux accessibles. Des variations locales de ce genre, qui modifient la distribution géochimique normale des éléments d'une région, constituent une anomalie géochimique de même qu'il existe des anomalies géophysiques. »

La teneur moyenne des éléments dans les différentes roches de la lithosphère ou clarke est bien connue. On peut considérer comme une anomalie significative une variation de l'ordre de 300 % du clarke. Les anomalies n'ont de signification que statistiquement : un point anomal n'a pas de valeur. Ces anomalies ont pour origine une dispersion des divers éléments. D'un point de vue génétique, on distinguera des *dispersions primaires* formées dans les roches encaissantes en même temps que le gisement, et des *dispersions secondaires* dues à des facteurs superficiels : altération météorique, érosion, sédimentation. On classe aussi les dispersions suivant leur mode (Cl. Granier, 1973) :

— chimique : le transport de l'élément d'un point à un autre comprend un stade de mise en solution ;

— mécanique : l'élément transporté d'un point à un autre l'est par des actions mécaniques ; l'état chimique à l'arrivée est identique à celui du départ ;

— gazeuse : importante surtout pour les hydrocarbures et l'uranium (émission de radon).

En fonction de l'échelle de la prospection et de l'anomalie, on distingue deux types de prospection :

— la prospection dite *stratégique :* elle a pour but la reconnaissance générale d'une région étendue et la détection d'anomalies éventuelles provenant soit d'indices localisés, soit de massifs différenciés ;

— la prospection dite *tactique :* affectant de petites superficies, elle a pour but de définir et de résoudre des problèmes locaux. Son application nécessite une connaissance géologique et métallogénique précise de la zone traitée.

Les méthodes de prospection géochimique se sont développées et affinées ces dernières décennies, tant pour la définition des méthodes que pour les moyens d'analyse. Elles constituent actuellement un bon outil de prospection.

Les méthodes radiométriques

Elles utilisent la radio-activité naturelle, de certains minéraux uranifères en particulier ; elles trouvent donc leur application dans la prospection des gisements d'uranium. Elles se pratiquent à l'aide soit de compteurs Geiger, soit de scintillomètres qui détectent les rayons gamma, soit d'émanomètres utilisant le rayonnement alpha *(prospection radon)*.

Les méthodes de photographie aérienne

Les photographies aériennes constituent une aide précieuse pour tout géologue. Elles permettent, par utilisation directe et « restitution » (établissement de cartes), de combler l'insuffisance de documents topographiques, indispensables à tout travail sérieux. De plus, leur interprétation par des spécialistes (photo-interprètes) permet de dégager des structures, des anomalies, qu'il appartiendra au géologue de déterminer sur le terrain. Certains pays, comme la France, possèdent une couverture aérienne complète à une échelle voisine de 1/25 000. Lorsque cette couverture fait défaut, il est nécessaire d'envisager une mission photographique.

La technique des photographies aériennes a subi un développement extraordinaire, ces dernières années, par l'utilisation des photographies prises à partir de satellites, et l'emploi de pellicules de natures et de sensibilités variées, infrarouge en noir et blanc, en couleurs (appelées aussi fausses-couleurs). Dans le cas de photographie en couleurs, les variations des colorations permettent parfois de mettre en évidence la présence de minéralisations par variations de la couleur du sol avec l'environnement, ces variations étant dues à la présence soit de chapeau de fer, soit d'auréoles d'altération.

Le rôle du géologue

Le géologue doit, tout au long de la campagne de prospection, en être la « cheville ouvrière ». Il effectue sur le terrain un travail de cartographie géologique de plus en plus détaillée suivant les différentes étapes de la prospection ; en outre, il synthétise les résultats obtenus en liaison avec les différents spécialistes géophysiciens, géochimistes, photo-interprètes, sélectionne les zones les plus favorables et définit les prochaines étapes.

Il sera présent même au stade de la mise en exploitation du gisement nouvellement découvert. En effet, dans une exploitation en plein rendement, la présence du géologue est nécessaire : il étudiera le gisement, aidera le mineur et recherchera les prolongements éventuels. Un gisement n'est bien connu que lorsque son exploitation est terminée. Les connaissances acquises permettront éventuellement la recherche d'un nouveau gîte. Si la présence permanente d'un géologue dans une exploitation minière est admise et reconnue nécessaire depuis longtemps dans de nombreux pays anglo-saxons et pays à régime socialiste, l'importance du rôle du géologue et des services qu'il peut rendre n'a été perçue en France que depuis quelques dizaines d'années.

Les différentes étapes de la prospection minière

La recherche minière met en jeu des capitaux importants. Sa mise en œuvre est le fait soit d'organismes privés (grandes compagnies minières), soit d'organismes associés à l'État. C'est le cas, en particulier, des pays en voie de développement où les revenus provenant de l'exploitation des richesses naturelles sont considérés comme prépondérants pour le développement du pays.

Les différentes étapes suivent un ordre logique, elles ne sont pas l'objet d'une inspiration subite. Dans le cadre d'une prospection rigoureuse, le passage à l'étape suivante est conditionné par les résultats obtenus. C'est ainsi que l'on peut distinguer une phase d'exploration, suivie d'une phase de reconnaissance. Dans le cas d'impacts positifs, on passera à une phase de prospection systématique. A la fin de chaque étape, la décision de poursuivre la recherche sera prise en fonction des résultats obtenus.

La phase d'exploration

On appelle exploration la phase initiale de la recherche minière au cours de laquelle le géologue s'efforce de sélectionner les zones favorables à la minéralisation.

Durant cette phase, il prépare les fonds topographiques de la région envisagée. Il se procurera, pour cela, les documents topographiques disponibles; dans le cas de carence, il utilisera les photographies aériennes existantes ou obtenues à la suite d'une mission spéciale; les documents photographiques sont interprétés. Une première esquisse est proposée que le géologue va vérifier sur le terrain. Il effectue également une synthèse des travaux de recherches entrepris antérieurement. La position et la nature de toutes les exploitations, les divers travaux miniers effectués sont reportés sur des cartes.

A ce stade s'effectue une prospection géophysique générale de type aéroporté. Dans le cadre d'une prospection uranifère, on utilisera la méthode scintillométrique. D'une manière plus générale, on utilisera le magnétisme aéroporté. Inventé au début des années 1940 pour la détection des sous-marins, il se révéla très efficace. Ultérieurement, cette technique a été appliquée d'abord à la recherche pétrolière, puis à celle d'autres substances minérales.

L'avion effectue à une altitude spécifiée d'avance une série de profils magnétiques le long de lignes de vol espacées suivant les exigences géologiques. En règle générale, les lignes de vol sont implantées perpendiculairement à la direction générale des formations géologiques de la région. Après le report sur carte des mesures effectuées, le tracé des courbes isoanomales permet le dégrossissage rapide de régions très étendues en révélant les traits géologiques majeurs soulignés par des roches de susceptibilité magnétique différente. C'est une méthode de grande reconnaissance préliminaire.

La synthèse des résultats obtenus permet de décider de passer, ou non, au stade ultérieur, dit stade de reconnaissance.

La phase de reconnaissance

A ce stade apparaît la recherche d'indices. Le géologue appelle indice de minéralisation tout ce qui suggère la présence d'un minerai caché. Nous allons décrire brièvement les principales méthodes mises en application.

Les méthodes géochimiques

En prospection stratégique, elles décèlent les zones privilégiées et les indices. Les prélèvements peuvent s'effectuer dans les eaux (hydrogéochimie), dans les alluvions, dans les sols.

Les méthodes géophysiques

Elles présentent l'avantage d'apporter des informations sur la profondeur de l'anomalie décelée. Suivant la nature du minerai recherché, on appliquera telle ou telle méthode. Voici les plus communément utilisées.

★ La *prospection magnétique* mesure la susceptibilité magnétique des roches. Celle-ci varie dans le rapport de 1 (roches sédimentaires) à 10 (roches éruptives), 100 (roches éruptives basiques), 3 000 pour la magnétite. La sensibilité des appareils, appelés magnétomètres, est très grande. On les utilise pour la recherche des gisements de fer magnétique, mais aussi pour déceler la présence de roches et minéraux faiblement aimantés.

★ Les *méthodes de prospection électrique* comprennent :

● *La méthode de résistivité*. Elle sert à la recherche de minéraux communs. On établit des cartes de résistivité.

● *La méthode de la polarisation spontanée*. C'est une des méthodes les plus fréquemment utilisées. Elle consiste à observer les champs électriques sous forme de courants électriques produits naturellement par certains corps minéraux, en particulier sulfurés. Le principe est celui d'une pile naturelle. Les sulfures enfouis dans le sol fournissent l'élément métallique analogue à celui d'une pile. Au-dessus du niveau hydrostatique, l'eau riche en oxygène, associée à la présence d'humus et de CO_2 contenu dans le sol, provoque, par oxydation des sulfures, une acidité des solutions entourant le gisement. En profondeur, sous le niveau hydrostatique, l'eau contenue dans les roches est habituellement alcaline par action chimique des minéraux rocheux. Ces solutions en contact avec le conducteur métallique (amas de sulfures, filons) produisent un courant qui circule de haut en bas dans le minerai, pénètre dans les roches encaissantes d'où il revient de bas en haut pour se fermer au sommet du corps métallique. « En s'écoulant dans le sol, le courant donne lieu à une chute ohmique de potentiel; de sorte que le potentiel du sol, pris égal à zéro en un point éloigné, se trouve avoir une valeur négative au sommet du gisement » (P. Geoffroy et P. Charrin). Le passage du courant détermine donc un centre négatif au-dessus du sommet du gisement. L'écart potentiel entre celui-ci et celui du sol environnant peut varier entre 0,1 et 0,7 volt. Les mesures, effectuées à l'aide d'un appareil appelé potentiomètre-millivoltmètre relié à deux électrodes impolarisables, l'une fixe, l'autre mobile, sont reportées sur des cartes. On trace les courbes d'équipotentialité.

★ La *méthode gravimétrique* consiste à mesurer les anomalies de l'accélération de la pesanteur, anomalies dues à des différences de densité dans les roches du sous-sol. Plusieurs corrections sont nécessaires (correction d'altitude et de latitude du lieu, correction de Bouguer) avant report sur cartes. L'appareil utilisé est un gravimètre. Cette méthode est peu appliquée en recherche minière. Elle n'a été utilisée que pour la détection de gros amas de minerai dense, comme la chromite située dans des pays à faible relief, à Cuba par exemple.

★ Les *méthodes électromagnétiques* sont nombreuses et utilisées dans la recherche des sulfures.

Parallèlement à cette activité, le géologue effectue des levers géologiques détaillés sur les zones prospectées (cartes à moyenne échelle). Les levers ainsi effectués aident à la compréhension des anomalies éventuellement décelées par les méthodes géophysiques et géochimiques. Si, dans cette phase, des anomalies significatives sont mises en évidence, la campagne de prospection passe au stade suivant, à savoir une prospection systématique des indices décelés.

Phase de prospection systématique

On procède à des levers géologiques détaillés à petite échelle : 1/100 à 1/2 000 des indices reconnus. Les méthodes géophysiques et géochimiques de la phase de reconnaissance sont appliquées, mais à une maille beaucoup plus réduite : on affine. Un certain nombre de travaux permettent de reconnaître *de visu* la minéralisation : série de tranchées de profondeur moyenne, 3 à 4 mètres, perpendiculaires à la direction générale de l'indice dans le cas d'un champ filonien par exemple, série de puits de petites dimensions et de profondeur moyenne dans le cas de gîtes stratiformes.

L'indice ayant été bien localisé, l'implantation des sondages est réalisée. Ces sondages, carottés ou percutants, donnent des renseignements sur la minéralisation en profondeur. Le géologue les étudie, et la synthèse des renseignements recueillis permet l'établissement d'un bloc-diagramme plus ou moins précis, donnant une idée générale de la morphologie de la minéralisation.

En fonction des résultats acquis, la décision de « passer en travaux miniers » est prise. Ces travaux, puits, galeries, permettent de reconnaître la minéralisation, de déter-



R. Serment

▲ *Lors de la prospection minière, si les phases d'exploration et de reconnaissance ont révélé des anomalies significatives, la prospection systématique est réalisée, faisant appel par exemple à des méthodes de sondage percutant ; les poudres sont régulièrement recueillies lors de la foration, et leur analyse permet de déterminer la nature et la teneur des minéralisations cachées.*

▼ *Si les résultats acquis lors des sondages sont favorables, la décision de passe en travaux miniers est prise ; les travaux souterrains de recherche (puits, galerie) nécessitent alors l'implantation d'un matériel lourd mais néanmoins mobile ; l'accès au puits est protégé par un boisage, et l'évacuation des déblais s'effectue à l'aide d'une grue spécialement adaptée à cet emploi.*

miner les panneaux minéralisés, de procéder à des échantillonnages serrés en vue de l'évaluation de la teneur-métal du minerai ainsi que de la quantité de minerai exploitable. Ils servent à déterminer les dimensions géométriques du gisement. Celui-ci ayant été reconnu et défini, la nature de la minéralisation déterminée, le tonnage-métal et la teneur précisés, le mineur intervient : les travaux préparatoires en vue de l'exploitation peuvent commencer.

BIBLIOGRAPHIE

CHAURIS L. et GUIGUES J. (1969), *le Massif armoricain* dans *Gîtes minéraux de la France*, vol. I, Mem. Bur. Rech. Géol. et Min., 96 p., 3 planches h. t. - GRANIER Cl. (1973), *Introduction à la prospection géochimique de gîtes métallifères*, Masson, 1 vol., 143 p. - LANG A. H. (1960), *la Prospection au Canada*, Série de la géologie économique, n° 7, 421 p., ministère des Mines et des Relevés techniques, Canada. - PÉLISSONNIER H. (1972), *les Dimensions des gisements de cuivre du monde*, Mem. Bur. Rech. Géol. et Min., n° 57, 405 p., 5 cartes h. t. - PHAN K. D. (1968), *la Formation et les Principes de l'étude et de l'exploitation des gisements détritiques*, notes provisoires, B. R. G. M., 181 p. - PHAN K. D. (1969), *Skarns et Minéralisations associées*, Chron. Mines Rech. Min., octobre, p. 291, et novembre-décembre, p. 349. - RAGUIN E. (1961), *Géologie des gîtes minéraux*, 3e éd., Paris, Masson, 686 p. - RAGUIN E. (1977), *Réflexions sur la métallogénie granitique*, Chr. de la Rech. Min., n° 435, pp. 15-19, B. R. G. M. - ROUTHIER P. (1963), *les Gisements métallifères*, Paris, Masson, 2 vol., 1 282 p.



R. Serment

L'EXTRACTION DES MINERAIS - MINES ET CARRIÈRES

Généralités

Histoire

C'est pour assurer sa survie immédiate que l'homme préhistorique a pris l'habitude d'extraire du sol les premiers minéraux utiles : silex et sel (chlorure de sodium). Progressivement, il s'est intéressé à d'autres minéraux pour leur aspect (or, pierres précieuses, pigments) ou leur utilité (cuivre), et, le besoin aidant, il est allé les chercher de plus en plus loin et dans des conditions de plus en plus difficiles, jusque dans les profondeurs du sous-sol, creusant les premières galeries souterraines (15 000 ans avant J.-C.) et inventant les premières méthodes d'exploitation systématique de « gisements » découverts au hasard de ses déplacements. Parallèlement, il s'est mis à transformer ces produits bruts en outils de plus en plus perfectionnés : taille des silex, forgeage des cuivres, puis fusion (3700 avant J.-C.).

La suite de l'histoire n'est que le perfectionnement des méthodes de recherche des gisements, d'extraction et de traitement des minéraux utiles. L'âge de bronze (— 3800 à — 1400) voit le développement des exploitations de minerais oxydés de cuivre par les Sumériens, puis l'extraction de pierres, de métaux précieux et de sel dans tout le Moyen-Orient sous l'influence égyptienne. Les roches tendres sont arrachées à la main ou avec des outils rudimentaires, tandis que les roches dures nécessitent l'emploi du feu : la roche, chauffée à haute température, puis arrosée d'eau, se désagrège par dilatation différentielle de ses éléments hétérogènes ; la prospérité des mines de cette époque dépend déjà, outre le gisement, de certaines conditions extérieures : forêt fournissant le bois de chauffage et main-d'œuvre « taillable et corvéable à merci » pour résister aux conditions de travail infernales (on emploie surtout des condamnés de droit commun et des prisonniers). Les mines de sel de Hallstadt, en Autriche, étaient déjà exploitées à cette époque (— 2500), et les mines de cuivre du roi Salomon, aujourd'hui redécouvertes, employaient déjà plusieurs milliers d'esclaves.

Avec la métallurgie du fer, apparue en Arménie vers — 1400, s'ouvre une autre époque qui durera jusqu'au milieu du XVIIIe siècle : perfectionnement des outils à main, organisation des conditions de travail... et destruction systématique des forêts. La civilisation gréco-romaine développe les exploitations souterraines par puits et galeries avec soutènement en bois ou en pierres plates. Les machines d'exhaure (roues à godets) et de ventilation (soufflets géants) sont mues à bras d'homme. En 1185, les premières chartes codifient les droits et obligations des mineurs du Hartz. En 1556, Agricola publie le premier traité d'exploitation des mines, le *De re metallica*, toujours célèbre, qui précise la technologie de l'abattage du soutènement, du transport et du traitement des minerais, de l'exhaure et de la ventilation, ainsi que le cadre juridique et social d'alors. La plupart des mines métalliques européennes actuelles ont connu une première exploitation au cours de cette période.

Au XIXe siècle, l'énergie mécanique des machines à vapeur vient renforcer considérablement l'énergie humaine, tandis que le « charbon de terre » remplace le charbon de bois et permet ainsi la révolution industrielle. A la fin du siècle, Alfred Nobel parvient à stabiliser la nitroglycérine sous forme de dynamite (1867), créant ainsi le premier explosif véritablement industriel : la poudre noire était connue depuis longtemps, mais son emploi restait essentiellement militaire. Au cours de ce siècle, la production minière de certaines substances a été multipliée par 100 : la Grande-Bretagne produisait 60 000 tonnes de fer en 1790 et 8 millions de tonnes en 1880 !

Au XXe siècle, l'énergie est utilisée sous toutes sortes de formes : air comprimé, moteurs hydrauliques et surtout électricité autorisent le développement spectaculaire de l'industrie minière que nous connaissons aujourd'hui : exploitations jusqu'à 3 500 m de profondeur en Afrique du Sud, excavateurs géants pouvant déplacer 200 000 m³ par jour en République fédérale d'Allemagne, camions de 200 tonnes de charge utile, carrières pouvant produire près de 50 millions de tonnes par an.

A partir de 1956, un nouvel explosif remplace progressivement la dynamite : le nitrate-fuel (mélange de nitrate d'ammoniaque et de fuel domestique), qui permet, grâce à son faible prix (trois fois moins cher que la dynamite à puissance égale), l'abattage d'énormes volumes de roches.

Dans les années 1960, les chargeuses et camions à moteurs Diesel complètent, puis remplacent la gamme des engins électriques dans les exploitations souterraines. L'exploitation minière est devenue à peu près entièrement mécanisée par adaptation de matériels spécifiques à chacune des tâches du mineur : foration, abattage, chargement, transport, purgeage, soutènement.

Au milieu des années 1970, environ 27 milliards de tonnes de matériaux sont remuées chaque année, soit 7 tonnes par habitant. Il faut d'ailleurs remarquer qu'une bonne partie de ces 7 tonnes est remise en place immédiatement (3 tonnes de stériles des exploitations à ciel ouvert et 1 tonne de stériles provenant de la concentration des minerais pauvres), tandis que les 3 dernières tonnes sont des matériaux pour le bâtiment et les travaux publics.

Législation minière

Très tôt, les États se sont préoccupés d'assurer la continuité de leurs approvisionnements en substances minérales, ce qui les a conduits à réglementer d'abord les droits de propriété sur les richesses du sol et du sous-sol, puis les conditions d'exploitation et de recherche de nouveaux gisements. Cette réglementation est d'ailleurs souvent dérogatoire par rapport au régime général de la propriété. En outre, les conditions particulières du travail dans les mines ont donné naissance à un statut particulier du mineur.

Les différentes législations se rattachent à trois grands courants :

— *Ou bien le gisement appartient au propriétaire du sol* (on dit encore que la propriété de la surface comporte la propriété du tréfonds). Adaptée à l'exploitation de petits gisements superficiels, cette règle présente le grave inconvénient de morceler les gisements présentant une importance économique majeure.

— *Ou bien le gisement est attribué à son inventeur*. Résultat de la thèse selon laquelle le gisement serait *res nullius*, le système favorise la découverte de nouveaux gisements dans les pays neufs, mais ne permet pas de garantir la capacité technique et financière des futurs exploitants.

— *Ou bien l'État a des droits étendus sur le gisement*. En droit régalien, le gisement est toujours *res nullius;* c'est l'État seul qui peut en attribuer l'usage et en fixer les conditions d'exploitation. En droit domanial, le gisement appartient à l'État, qui peut l'exploiter lui-même, ou en confier l'exploitation à des tiers. De plus en plus fréquemment, c'est la première de ces deux thèses qui est adoptée, dans presque tous les pays soucieux de la valorisation de leurs ressources minérales.

La législation minière française

En France, sous l'Ancien Régime, le droit d'exploiter était généralement attribué suivant le principe du droit régalien. La Révolution y met fin en laissant la prérogative au propriétaire du sol. Quelques années plus tard, la loi du 21 avril 1810 revient au droit régalien et pose les bases du régime actuel. Ce régime est remis en question par la loi du 9 septembre 1919, qui supprime la perpétuité de la concession (99 ans au plus) et prévoit une participation de l'État aux superbénéfices. De ce fait, la recherche se trouve considérablement freinée. Les décrets du 20 mai 1955, dont l'un abroge la loi de 1919, reviennent au régime précédent, en lui apportant toutefois quelques améliorations. Quelques mois plus tard, une codification des textes existants donne naissance au *Code minier* (décret du 16 août 1956).

Les dernières réformes sont apportées par la loi du 2 janvier 1970, qui supprime la classe des minières et établit la nécessité d'une autorisation préfectorale pour exploiter les carrières, et précise la distinction entre mines et carrières.

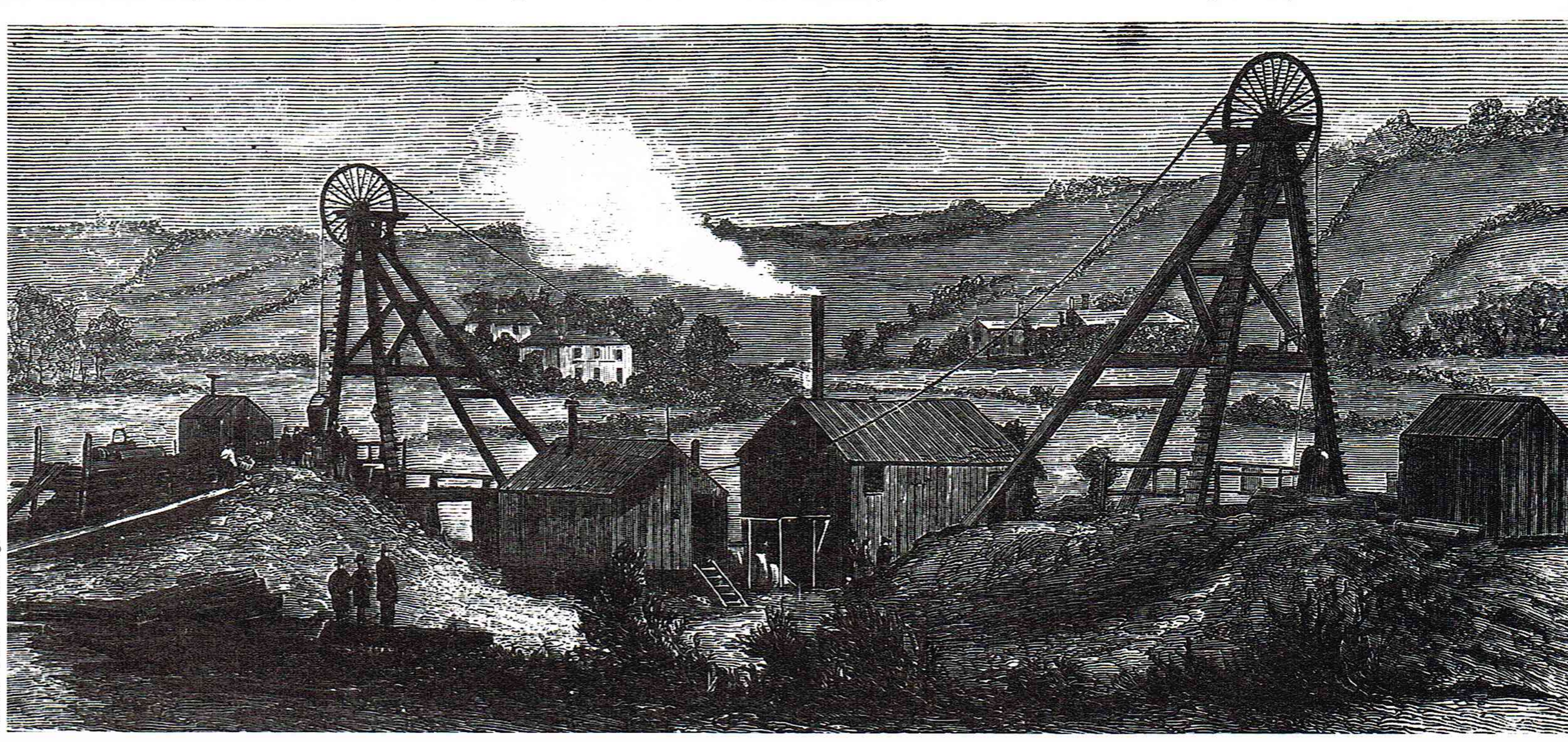
Distinction mines-carrières

Sont exploités par des mines les combustibles minéraux solides (charbon, lignite, mais pas la tourbe), les hydrocarbures liquides ou gazeux et autres composés du carbone (graphite, diamant, gaz carbonique), les métaux (fer, cobalt, nickel, cuivre, aluminium), les éléments radioactifs (radium, uranium, thorium...), et diverses autres substances (soufre, sels de sodium et de potassium, phosphates, arsenic, antimoine, fluorine...), dont l'intérêt économique et stratégique est manifeste.

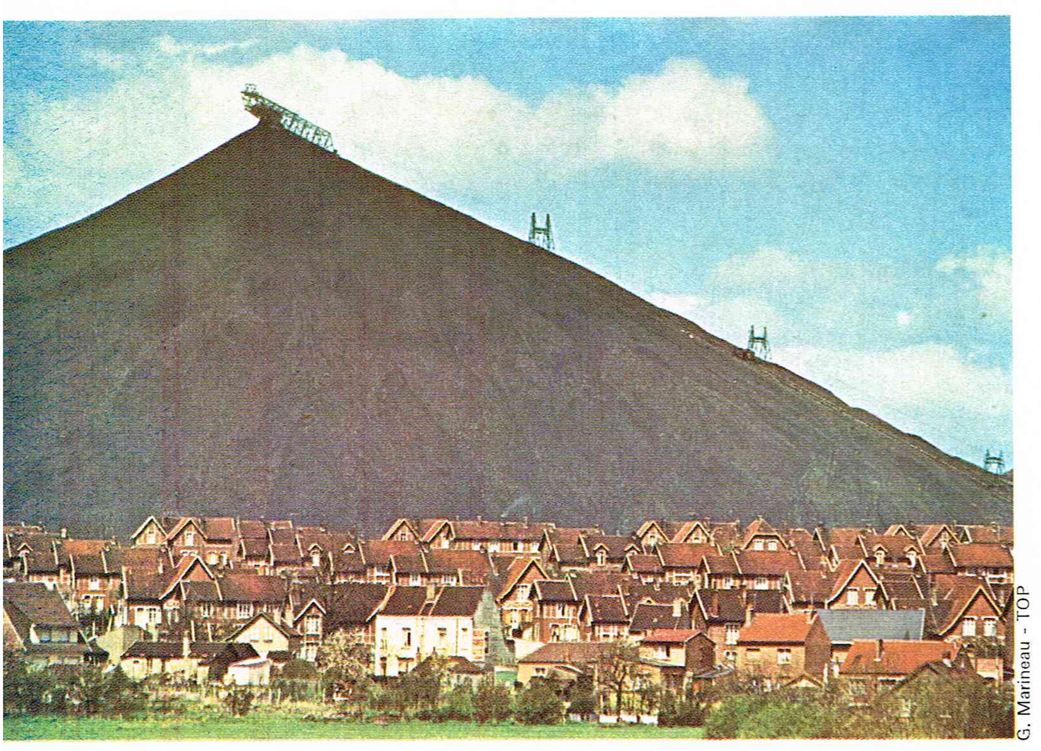
Les autres substances sont exploitées par des carrières. Il s'agit des matières premières de la construction (granulats, gypse, ardoises, argiles, kaolin, feldspath, dolomie) ou de l'agriculture (carbonate de chaux).

Le passage dans la classe des mines d'une substance préalablement classée dans la classe des carrières peut être décidé par décret en Conseil d'État. La distinction entre mines et carrières repose donc uniquement sur la nature des substances, et pas du tout sur le mode d'exploitation. C'est ainsi qu'il existe des mines à ciel ouvert (fer, bauxite, charbon), et des carrières souterraines (gypse, calcaires à ciment, ardoises...).

▼ *Au XIXe siècle, l'énergie mécanique des machines à vapeur vient renforcer l'énergie humaine pour l'exploitation des mines (gravure du XIXe siècle représentant le carreau d'une mine dans le Straffordshire en Angleterre).*



Camera Press - Parimage



G. Marineau - TOP

▲ ***Les corons de la ville de Liévin (Pas-de-Calais) au pied des crassiers de charbon; généralement, le personnel des exploitations minières et assimilées est logé et chauffé par l'entreprise ou reçoit une prime équivalente.***

Le régime des mines

Les travaux de *recherche* pour découvrir les mines peuvent être entrepris soit par le propriétaire de la surface, ou avec son consentement, moyennant déclaration au préfet; soit en vertu d'une autorisation de recherche, donnée par le ministre chargé des Mines, à défaut de consentement du propriétaire; soit en vertu d'un permis exclusif de recherche qui confère à son détenteur le droit d'effectuer des recherches dans un périmètre donné, à l'exclusion de toute autre personne. Attribué par décret en Conseil d'État, pour une durée de 3 ou 5 ans, il est renouvelable deux fois. « Les mines ne peuvent être *exploitées*, même par le propriétaire de la surface, que, soit en vertu d'une concession ou d'un permis d'exploitation, soit par l'État » (article 21 du Code minier).

La *concession* est gratuite, perpétuelle (50 ans pour les hydrocarbures liquides ou gazeux), attribuée par décret en Conseil d'État, après enquête et avis du Conseil général des mines. Le concessionnaire bénéficie de droits étendus pour l'occupation du terrain. Il peut, à l'exclusion de toute autre personne, effectuer des recherches sur le périmètre concédé. Il doit cependant exploiter à une cadence suffisante, en assurant la bonne utilisation du gisement et la conservation de la mine. Les travaux ne doivent pas compromettre la sécurité et la salubrité publiques, et respecter la sûreté et l'hygiène des ouvriers mineurs. La surveillance de l'exploitation est assurée par les ingénieurs des Mines, sous l'autorité du ministre chargé des Mines et des préfets. Le concessionnaire est en outre tenu de verser une redevance symbolique au propriétaire de la surface, et des redevances communales et départementales dont le montant est proportionnel au tonnage extrait. Tout manquement à l'une de ces obligations peut se traduire par la déchéance du concessionnaire.

Le *permis d'exploitation* a été institué par une loi du 28 juin 1927, afin de définir une procédure simplifiée pour la mise en exploitation de gisements de moindre importance. Il est attribué par arrêté du ministre chargé des Mines, après enquête publique et avis conforme du Conseil général des mines, pour une durée de cinq ans au maximum. Il peut faire l'objet de deux prolongations. Les droits et obligations du titulaire du permis sont sensiblement les mêmes que ceux du concessionnaire.

Depuis la création de l'Entreprise minière et chimique en remplacement des Mines domaniales de potasse d'Alsace (décret du 20 septembre 1967), il n'y a plus en France d'exploitation directe par l'État. Les mines de charbon et d'uranium sont exploitées sous le régime de la concession par des sociétés nationales dotées de l'autonomie de gestion.

Le régime des carrières

D'une manière générale, les carrières sont laissées à la disposition du propriétaire du sol. Pourtant, la loi du 17 juillet 1941 a prévu l'institution de zones où les droits des propriétaires peuvent être considérablement restreints. Les deux régimes persistent de nos jours.

★ *Dans le régime normal,* le propriétaire du sol — ou son ayant-droit — est tenu, pour exploiter, de demander une autorisation préfectorale, qui lui est accordée ou refusée après consultation des services administratifs compétents (directeurs départementaux de l'agriculture et de l'équipement, architectes des Bâtiments de France et, dans certains cas, directeurs des antiquités historiques et préhistoriques) et des collectivités locales. L'autorisation ne peut être refusée que si l'exploitation est susceptible de faire obstacle à l'application d'une disposition d'intérêt général (abords des monuments historiques inscrits ou classés, sites classés, zones de protection des captages d'eau, zones interdites sur le plan d'occupation des sols).

L'autorisation mentionne en outre toutes les dispositions que l'exploitant s'engage à mettre en œuvre pour respecter l'environnement, et en particulier le mode de remise en état des terrains après exploitation. L'exploitant est astreint aux obligations de sécurité du régime des mines, la surveillance étant également assurée par les ingénieurs des Mines.

★ *Un régime spécial* est prévu par le Code minier (article 109) « lorsque la mise en valeur des gîtes d'une substance appartenant à la classe des carrières ne peut, en raison de l'insuffisance des ressources connues de cette substance ou pour toute autre cause, prendre ou garder le développement nécessaire pour satisfaire les besoins des consommateurs, l'économie générale ou celle de la région ». Des décrets en Conseil d'État peuvent alors définir des zones où le ministre chargé des Mines peut accorder, au propriétaire de la surface ou à toute autre personne, des autorisations de recherche et des permis d'exploitations de carrières.

Les autorisations de recherche et les permis d'exploitation sont donnés respectivement pour trois ans et dix ans au maximum, et renouvelables successivement pour la même durée. Ils confèrent à leurs possesseurs sensiblement les mêmes droits et obligations qu'aux titulaires d'autorisations de recherche et de permis d'exploitation des mines.

La protection du personnel

Les conditions très particulières du travail dans les mines et carrières, et, en particulier, dans les exploitations souterraines, ont nécessité le renforcement des dispositifs de protection du personnel et l'attribution d'avantages substantiels.

Les *délégués mineurs* ont deux fonctions distinctes. En tant que délégués de la sécurité, ils sont chargés d'examiner les conditions d'hygiène et de sécurité et, s'il survient un accident, les conditions dans lesquelles il s'est produit. Ils jouent en outre le rôle de délégués du personnel, en signalant les infractions à diverses dispositions du Code du travail (travail des enfants et des femmes, durée du travail et repos hebdomadaire). Les délégués mineurs, élus par l'ensemble du personnel ouvrier, perdent, pendant leur mandat de trois ans, la qualité de salarié de l'exploitant. Ils sont investis d'une mission de service public, et de ce fait rattachés au Service des mines.

Les grandes lignes de la réglementation du travail dans les exploitations minières et assimilées (mines et ardoisières) sont définies dans le décret du 14 février 1946 qui constitue le *statut du mineur.* Les dispositions sont du type de celles qu'on rencontre habituellement dans les conventions collectives (conditions d'embauchage et de licenciement, durée du travail, échelle des salaires, conditions de rémunération...), mais comportent des avantages spécifiques. Le mineur a droit à la pleine retraite lorsqu'il cumule 55 ans d'âge et 30 ans de travail. Si, dans les 30 ans de travail, l'intéressé compte 20 ans de travail au fond, l'âge de la retraite est avancé à 50 ans. Le personnel des exploitations minières et assimilées est logé et chauffé par l'entreprise, ou reçoit une prime équivalente. Les frais médicaux sont gratuits, les praticiens agréés par l'exploitant percevant une rémunération forfaitaire pour les soins distribués aux travailleurs et à leurs familles. Le principe du tiers payant est appliqué pour les produits pharmaceutiques.

S.E. Hedin

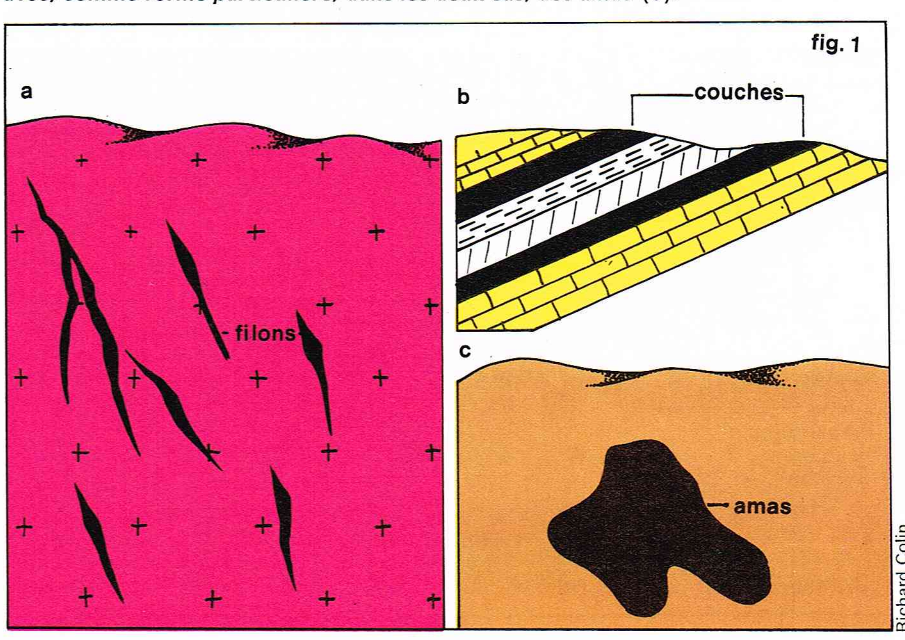
▲ *Mine de fer à ciel ouvert à Kiruna, Suède.*

Objectifs et contraintes de l'exploitation minière

Dans le cadre juridique ainsi défini, mineurs et carriers doivent exploiter des gisements. Un *gisement* est un gîte de minéraux utiles assez important pour que l'exploitation puisse en être envisagée économiquement. Un gîte minéral est une formation géologique qui présente une concentration ou teneur en un ou plusieurs minéraux nettement supérieure à la moyenne terrestre. Si ces minéraux présentent un intérêt économique, la roche qui les contient est appelée *minerai*. Les autres minéraux, sans valeur économique, qui constituent le minerai, sont appelés la *gangue*. Une roche est dite *stérile* si ses composants minéraux ne présentent pas d'intérêt économique actuel.

Les gisements se présentent à l'état de filons ou de couches, avec comme forme particulière, dans les deux cas, des amas (*fig.* 1). Un *filon* est une cassure interne du massif rocheux qui a été minéralisée soit au moment de sa formation, soit ultérieurement en un ou plusieurs minéraux utiles. Son épaisseur peut varier du centimètre au mètre. L'or et la plupart des minerais métalliques se présentent sous cette forme. Une *couche,* ou veine, ou banc, est une assise sédimentaire comprise entre un mur (assise inférieure) et un toit (assise supérieure), grossièrement parallèles. La couche, horizontale au moment de son dépôt, peut ensuite avoir été déformée, plissée, érodée, ce qui fait qu'on la retrouve dans n'importe quelle position : en plateure si son pendage (c'est-à-dire sa pente) est inférieur à 20°, en dressant pour les pendages supérieurs à 45°, et en semi-dressant pour les pendages intermédiaires. On appelle puissance l'épaisseur de la couche ;

▼ *Figure 1 : les gisements se présentent à l'état de filons* (a) *ou de couches* (b) *avec, comme forme particulière, dans les deux cas, des amas* (c).



elle peut varier de 1 à 10 m. Le charbon en général, la potasse et parfois le fer ont des gisements de ce type.

Alors que filons et couches ont toujours deux dimensions prépondérantes par rapport à la troisième, un amas est étendu dans les trois dimensions. Il peut être constitué de sédiments très épais, ou de filons et filonnets entrecroisés et rapprochés qui ne peuvent être séparés des terrains encaissants lors de l'exploitation, ou d'une imprégnation diffuse par des minéraux utiles d'une roche mère stérile. C'est le cas des gisements de molybdène et de cuivre porphyrique.

Un gisement peut affleurer à la surface du sol ou être recouvert de morts-terrains; dans le premier cas, les affleurements peuvent être cachés par la végétation ou les éboulis, ce qui fait que la prospection est toujours difficile.

Pour le mineur, le gisement est d'abord caractérisé par sa profondeur, qui conditionne le choix de l'exploitation en souterrain ou à ciel ouvert, puis par sa forme (amas, filon ou couche), qui détermine les grandes lignes de la méthode d'exploitation, ensuite par sa régularité (puissance, pendage et teneur) et ses discontinuités (failles), qui déterminent les dimensions des panneaux d'exploitation, enfin par la nature des roches, qui fixe les dimensions des galeries et unités d'exploitation. En outre, la nature de la minéralisation (espèce minéralogique et formule chimique) détermine le traitement qui devra être appliqué au minerai brut pour en extraire le métal.

Il faut remarquer que le mineur n'a qu'une *connaissance très fragmentaire et imprécise* du gisement qu'il doit exploiter. La reconnaissance préalable par sondages ne concerne au mieux que la millionième partie du volume minéralisé, et l'existence du gisement repose toujours sur une hypothèse de continuité des minéralisations entre les points de sondage, hypothèse, hélas! souvent démentie par la réalité. L'analyse des résultats de la prospection, soit par des techniques simples (extrapolation linéaire entre points de sondage), soit par des techniques très élaborées (géostatistique), permet plus ou moins de deviner les variations des caractéristiques de la minéralisation, mais une incertitude subsiste toujours sur leurs valeurs exactes, jusqu'à l'exploitation proprement dite. Si, dans les grands gisements sédimentaires très réguliers, ces variations restent faibles (10 à 20 % sur la puissance, la teneur, les discontinuités, la résistance des roches), par contre, dans les gisements de minerais métalliques filoniens ou en amas, ces mêmes caractéristiques peuvent varier de 50 ou 100 % en quelques mètres!

Cette incertitude sur toutes les données caractérisant le gisement n'est levée que progressivement, au fur et à mesure des travaux de reconnaissance par galeries, puits, tranchées, qui doivent se poursuivre pendant toute la durée de l'exploitation : un gisement n'est véritablement connu que quand on a fini de l'exploiter.

Les méthodes d'exploitation doivent être assez souples pour s'adapter à des conditions changeantes tout en permettant au mineur d'atteindre son objectif qui est *d'extraire un produit économiquement intéressant.* Ce produit n'est d'ailleurs généralement pas le minerai brut, soit qu'impur, il doive être lavé (cas du charbon), soit que sa teneur trop faible exige une concentration avant le transport vers les usines métallurgiques (cas des minerais de plomb, zinc, cuivre, uranium).

La notion de teneur est elle-même assez complexe parce qu'un gisement n'a pas *une teneur* définie, mais, en général, la concentration des roches en minéraux utiles varie de façon continue et plus ou moins régulière d'un point à l'autre du gisement. Le mineur doit se fixer une *teneur de coupure* qui est la limite inférieure de ce qu'il peut exploiter dans les conditions économiques du moment. Pour obtenir une rentabilité donnée — qui peut être fixée arbitrairement à n'importe quel niveau, selon les objectifs recherchés par la compagnie minière —, il faut n'exploiter que les minerais de teneur supérieure à la teneur de coupure, laquelle diminue lorsque le prix de vente du minerai augmente ou lorsque les coûts de production sont abaissés, et inversement. Du choix de cette teneur de coupure résulte en pratique une teneur moyenne des minerais extraits et livrés à la concentration.

L'économie à prendre en considération est donc celle de l'ensemble mine plus premier traitement, ce qui conduit le mineur à rechercher préférentiellement, tantôt la *sélectivité* (fournir à la laverie un minerai aussi pur que possible, même au prix d'une exploitation plus difficile, lorsque le traitement s'adapte mal aux variations de qualité), tantôt *l'exploitation systématique*, moins coûteuse (au prix d'un salissage plus grand et donc de frais de traitement accrus lorsque ce traitement est simple et relativement bon marché). Ce compromis est toujours difficile, et sa réalisation est parfois compliquée par une recherche simultanée de la *récupération maximale du gisement* peu compatible avec la sélectivité et avec la mécanisation systématique. (L'exploitation de filons étroits, en minimisant le salissage, ne peut se faire que manuellement.)

En outre, l'exploitation minière, comme toute activité humaine, comporte des nuisances contre lesquelles elle doit lutter; certaines sont habituelles à l'industrie : bruit, poussières, dangers liés aux machines; d'autres sont spécifiques : présence de gaz nocifs, ou toxiques ou explosifs dans les chantiers, chutes de blocs de roche qu'on ne peut jamais empêcher totalement, éboulements au fond et affaissements des terrains en surface.

L'exploitation minière réalise entre toutes ces contraintes un compromis variable dans le temps selon qu'on accorde plus d'importance aux coûts, aux conditions de travail, à la valorisation maximale des ressources du sous-sol, ou au profit.

▼ Tableau I : évolution de la part (en %) des mines à ciel ouvert dans la production de minerais aux États-Unis (d'après la* Revue de l'industrie minérale, *décembre 1976).

Tableau I

Évolution de la part (en %) des mines à ciel ouvert dans la production de minerais aux États-Unis

Minerais \ Années	1935	1940	1945	1950	1955	1960	1965	1970	1973
Fer	60	72	74	77	80	85	90	94	96
Cuivre	70	61	68	81	83	81	83	87	89
Charbons gras et lignites	6	9	19	24	24	30	34	37	47
Anthracites									82
Uranium									70

Exploitation à ciel ouvert

L'exploitation minière à ciel ouvert, au moins telle qu'elle se présente aujourd'hui, remonte à 1905 : c'est à cette date que l'ingénieur américain Javeling utilisa une méthode de ce genre pour le gisement de Bingham aux États-Unis; il s'agissait de lutter contre la diminution de la production de cuivre métal, conséquence de l'exploitation de minerais de teneurs de plus en plus faibles. Depuis lors, la part des exploitations à ciel ouvert dans la production mondiale de minerai n'a cessé de croître : c'est ainsi que, dès 1964, 50 % des minerais métalliques extraits dans le monde et 85 % des minerais non métalliques provenaient de mines à ciel ouvert. Aux États-Unis, la proportion de minerais extraits à ciel ouvert est variable selon les substances, mais elle atteint 96 % pour le fer (*tableau* I).

Pour le seul minerai de cuivre et l'année 1974, le pourcentage de minerai extrait à ciel ouvert dans les différentes parties du monde était généralement supérieur à 50.

En ce qui concerne l'avenir, on peut citer les prévisions d'extraction du charbon aux États-Unis : elle devrait atteindre 60 % en 1985.

Caractéristiques de l'exploitation minière à ciel ouvert

Cadence élevée et faibles coûts. Si toutes les substances minérales sont susceptibles, dans certaines conditions, d'être exploitées à ciel ouvert, ce type d'exploitation est surtout utilisé à grande échelle pour les gise-

ments de charbon, de certains métaux abondants (fer, cuivre, aluminium), de substances non métalliques (phosphates) et de matériaux pour les travaux publics (granulats, sables). Ces gisements se présentent le plus souvent sous forme d'énormes amas de plusieurs centaines de millions de tonnes de minerais permettant une cadence d'exploitation très élevée, mais il existe aussi une multitude de petites exploitations à ciel ouvert, de dimensions plus modestes. A Hambach, en Allemagne fédérale, on produit annuellement 50 millions de tonnes de lignites; la mine de fer de Caoué, dans le Minas Gerais au Brésil, et la mine de fer de Mount Newman, en Australie occidentale, produisent chacune 40 millions de tonnes de minerai de fer à haute teneur; la mine de cuivre de Bingham, déjà citée, est la plus ancienne et la plus grande mine à ciel ouvert du monde. Elle déplace 100 millions de tonnes de matériaux par an pour en extraire 30 millions de tonnes de minerai de cuivre.

L'exploitation à de telles cadences n'est possible que grâce à l'emploi d'engins de grande capacité. Les rendements en substance utile des mines à ciel ouvert varient de 30 tonnes par homme et par poste pour les plus petites mines métalliques à plus de 500 tonnes pour les grandes mines de charbon (10 fois plus que dans les mines souterraines). Il en résulte des différences importantes entre les prix de revient pour les deux modes d'exploitation : suivant les conditions, les coûts d'extraction peuvent varier considérablement, mais, à titre indicatif, on peut fixer les ordres de grandeur suivants : à ciel ouvert, les coûts d'extraction sont compris entre 2 et 10 francs par tonne de minerai, tandis qu'en souterrain la fourchette se situe entre 10 et 250 francs.

La teneur du minerai est basse. Les exploitations à ciel ouvert peuvent ainsi exploiter des gisements moins riches, et la teneur de coupure — qui est la teneur limite au-dessous de laquelle l'exploitation n'est plus rentable — est plus basse pour les mines à ciel ouvert que pour les mines souterraines. Actuellement, aux États-Unis, cette teneur limite est, pour les mines de cuivre, de 0,4 % en ciel ouvert, contre un minimum de 0,7 % pour les mines souterraines les plus faciles.

Les taux de découverture sont variables. Même pour les gisements qui affleurent, il est nécessaire de déplacer une certaine quantité de roches stériles ou pauvres en matière utile pour extraire le minerai. Le *taux de découverture* est le rapport entre le tonnage de ces stériles à déplacer et celui du minerai récupérable. C'est un paramètre fondamental de l'exploitation, car il a une influence déterminante sur le prix de revient du minerai extrait. En effet, si on représente par C le coût d'extraction d'une tonne à ciel ouvert (stérile ou minerai), par r le taux de découverture, le coût d'extraction d'une tonne de minerai, $C(1+r)$, s'accroît avec la profondeur. En outre, ce coût doit rester inférieur à la valeur de la tonne de minerai, laquelle est à peu près proportionnelle à sa teneur. On conçoit bien que, lorsque la valeur du minerai est assez faible (teneur basse ou prix du minerai utile peu élevé), le taux de découverture r doive être limité et que la totalité du gîte minéral ne puisse être exploitée. Dans les mines de cuivre à ciel ouvert, le taux de découverture admissible passe de 1 à 5 selon que la teneur moyenne du gisement est 0,4 % ou 0,8 %.

Le choix entre exploitation à ciel ouvert et exploitation souterraine résulte de la comparaison des coûts d'extraction par l'une ou l'autre méthode. Ce choix doit être fait au commencement de l'exploitation, et il conduit normalement à passer en souterrain lorsque le taux de découverture devient trop important. Cependant, comme on a consenti des investissements très lourds sur du matériel spécifique et qu'en outre la technique de l'exploitation souterraine est très différente de celle du ciel ouvert, pour laquelle le personnel est devenu compétent, on continue souvent à exploiter à ciel ouvert. Cela explique que ce type de mine descende parfois à des profondeurs qui ne se justifient pas toujours économiquement, au moins en apparence.

Il faut d'ailleurs noter qu'on est souvent amené à modifier en cours d'exploitation les décisions qui ont été prises pendant la période d'établissement du projet, soit que la connaissance que l'on avait du gisement lui-même se soit améliorée, soit que la variation des cours et des prix de revient unitaires oblige à revoir teneur limite et taux de découverture maximal.

Structure générale du ciel ouvert

Suivant la disposition de la minéralisation, on distingue deux types d'exploitation : les gisements à une ou plusieurs couches horizontales ou subhorizontales — c'est essentiellement le cas des gisements de charbon et de phosphate; et les gisements en forme d'amas, de configuration et d'orientation variables — c'est le cas général des mines métalliques.

Lorsque le gisement est à peu près horizontal, l'exploitation consiste d'abord à creuser une **tranchée** dans le recouvrement stérile afin d'accéder au toit de la couche, et cela sur toute la longueur du panneau à exploiter. Ensuite commence l'exploitation proprement dite, qui consiste à extraire le matériau utile. Dans les exploitations du type des lignites allemands, une roue-pelle extrait les stériles à l'avant du front d'extraction du lignite, et elle les dépose en arrière de ce front de manière à reconstituer les terrains dans leur état d'origine; la roue-pelle se déplace sur le toit de la couche de lignite. Une deuxième roue-pelle de capacité inférieure à la première, et qui se pose sur le mur de la couche, réalise l'abattage et le chargement du charbon. Lorsque plusieurs couches de charbon sont superposées, on adopte le même schéma d'exploitation pour la couche supérieure, mais, au lieu de remettre les stériles en place, on les transporte plus loin en arrière pour permettre d'accéder aux couches inférieures. Il en est de même lorsque le recouvrement stérile est trop épais pour être enlevé en une seule fois : les tranches supérieures doivent être stockées assez loin en arrière pour ne pas gêner l'exploitation du charbon. C'est le cas de certaines parties du gisement de lignites de la Ruhr où la couche exploitée peut descendre jusqu'à 300 m de profondeur (et même 550 m dans les derniers projets). Cette méthode s'apparente alors à la méthode des gradins. L'exploitation à ciel ouvert par tranchée est la méthode la plus facile et la plus productive. La mécanisation peut y être poussée à l'extrême; les coûts de production sont très bas, aussi peut-on exploiter avec des taux de découverture très élevés. Dans certaines découvertes de charbon, dans l'est des États-Unis, on déplace 30 tonnes de stériles par tonne de charbon.

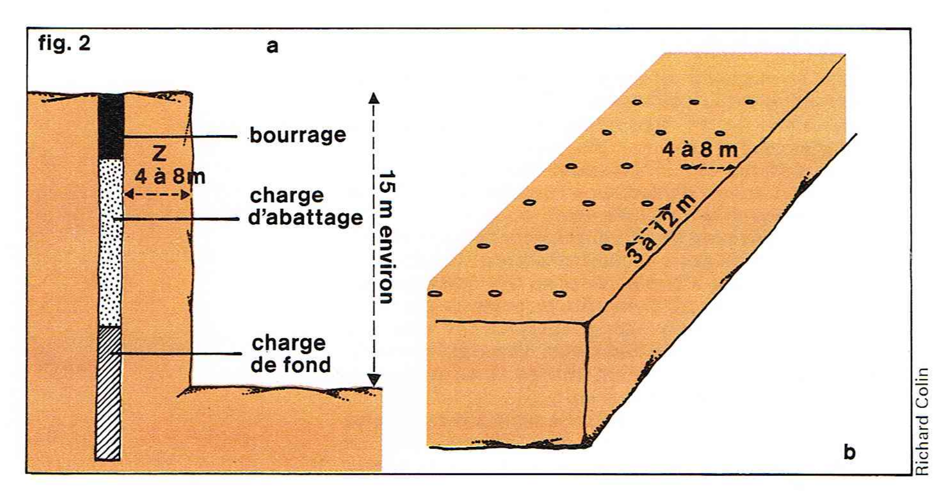
La plupart des mines à ciel ouvert sont des **mines à gradins.** La mine a l'aspect d'un *cratère* qui s'approfondit régulièrement par gradins successifs, certains découpés dans la masse minéralisée, d'autres dans le stérile. Les dimensions de ces gradins, hauteur et largeur, dépendent de la nature des terrains et des caractéristiques des engins d'abattage et de chargement. L'exemple type est la mine de Bingham : avec 2 km de diamètre, et une profondeur de 800 m environ, c'est le plus grand cratère artificiel du monde; il comporte plus de 40 gradins de 20 m de largeur et de 15 à 25 m de hauteur. Ce cratère est parcouru par une voie ferrée électrifiée qui passe de gradin à gradin par des rampes à 4 % et qui sert à l'évacuation des produits. Ceux-ci sont chargés en wagons à déversement latéral de 90 à 100 tonnes, par des pelles de 5 à 15 m^3. L'entrée des trains se fait par l'intermédiaire de trois tunnels creusés à flanc de coteau à trois niveaux différents et débouchant dans le cratère : les trains entrent par la galerie située à un niveau supérieur à celui du gradin exploité et sortent par la galerie située à un niveau inférieur de manière que les trains en charge ne circulent jamais sur une rampe montante. Les routes pour la circulation des engins sur pneus ont une pente qui peut atteindre 15 %.

Techniques de l'exploitation du ciel ouvert

Les techniques d'exploitation à ciel ouvert sont très variées; la nature et les caractéristiques mécaniques de la roche interviennent dans le choix des techniques d'abattage et de chargement, tandis que la localisation et la structure de la mine conditionnent le choix du mode de transport. Bien entendu, les capacités horaires prévues sont également déterminantes.

L'abattage

L'abattage à l'explosif est utilisé dans les mines métalliques où la roche est trop dure pour être chargée en attaque directe, par pelle excavatrice, par scraper ou par des excavateurs à roue ou à godet comme pour le



▲ *Figure 2 : disposition des trous de mines* (b) *et chargement d'un coup* (a) *; le schéma de tir est constitué par une maille de trous couvrant toute la surface à abattre.*

charbon. L'utilisation de l'explosif pour l'abattage des roches nécessite la foration de *trous de mines* suivant une certaine disposition géométrique dont les principes sont précisés dans la partie consacrée à l'abattage en souterrain. Ces trous de mines sont forés *parallèlement* à la pente de chaque gradin qui est généralement *verticale* ou légèrement inclinée sur la verticale (pour des gradins creusés dans des terrains de mauvaise tenue). Le diamètre des trous peut varier de 100 à 400 mm ; il augmente avec l'emploi des sondeuses plus puissantes et la recherche de rendements élevés. De la distance du trou de mine au bord du gradin (Z) dépend l'efficacité du tir ; pour des gradins de 15 m de hauteur, elle peut varier de 4 à 8 m suivant la résistance de la roche. Le trou a en général une longueur supérieure de 10 à 15 % à la hauteur du gradin, car l'expérience montre que si elle était égale à cette hauteur, la partie inférieure ne serait pas abattue.

Le schéma du tir est constitué par une maille de trous couvrant toute la surface à abattre. L'espacement entre trous est voisin de la distance au bord du gradin de la première rangée, soit de 3 à 12 m. L'explosif couramment utilisé est le nitrate fuel amorcé par une cartouche de dynamite, par cordeau détonant et amorce électrique. On consomme 80 à 400 g d'explosif par tonne abattue suivant la dureté de la roche, et une volée peut abattre plus de 300 000 t lorsqu'il s'agit de minerai ; mais ce tonnage est très supérieur quand il s'agit de stériles, car aucune contrainte de sélectivité n'intervient plus alors pour limiter le volume abattu en une seule fois (*fig.* 2).

La foration des mines est effectuée par des machines de foration, ou **sondeuses ;** dans les *sondeuses à percussion* ou *rotopercussion,* le taillant de la sondeuse mû par un marteau pneumatique frappe la roche, rebondit sous le choc pour la refrapper dans une phase ultérieure ; il est également animé d'un mouvement de rotation. La roche est brisée sous l'action du choc et de la poussée axiale du marteau. Une telle machine peut forer des trous de plus de 25 cm de diamètre à une vitesse de 10 m/h. L'usure des taillants peut être rapide en roche abrasive. Le marteau peut être placé en tête du train de tige ou directement derrière le taillant en fond de trou.

Les *sondeuses rotatives* sont les plus utilisées dans l'industrie minière et les forages pétroliers ; leur vitesse d'avancement varie de 15 m/h dans des roches dures à 150 m/h dans les argiles et les calcaires meubles.

Les *sondeuses « jet Piercing »* sont utilisées pour la foration dans les roches extrêmement dures, comme les taconites du Mesabi Range, aux États-Unis (minerai de fer à gangue siliceuse).

La tête foreuse est un brûleur en bronze où arrivent trois conduites, respectivement de fuel, d'oxygène et d'eau. Le mélange oxygène-fuel enflammé à la sortie du brûleur fait éclater sous l'effet de la température la roche en éléments fins ; il faut éviter que la roche ne fonde et ne se vitrifie. La vapeur d'eau augmente le volume de gaz produit qui entraîne les débris à l'extérieur, ce qui permet d'augmenter la vitesse d'avancement.

Lorsque la roche, sans être très résistante, est tout de même un peu dure pour le chargement en attaque directe, on peut éviter l'abattage systématique à l'explosif, soit en pratiquant des *tirs d'ébranlement,* soit en *défonçant* préalablement le terrain au moyen d'une dent de « ripper » fixée à l'arrière d'un bulldozer. En roche de dureté moyenne, ces modes opératoires peuvent conduire à des économies sensibles par rapport à l'abattage classique à l'explosif.

Les exploitations de matériaux pour le bâtiment et les travaux publics, qui sont juridiquement des produits de carrière, rentrent le plus souvent dans le cadre des méthodes générales du ciel ouvert (sables, granulats, roche concassée), mais, dans quelques cas particuliers, l'abattage a pour objet de séparer de très gros blocs, et non pas de briser finement la roche : l'ardoise, le marbre, la pierre à bâtir sont ainsi détachés du massif rocheux en blocs de plusieurs mètres cubes qui peuvent ensuite être retaillés ou fendus aux dimensions commerciales. On utilise alors soit les techniques du *prédécoupage :* des trous de mine très rapprochés ou même jointifs sont forés sur tout le pourtour du bloc à extraire ; soit le *sciage* au fil : un fil sans fin trempé dans un bain abrasif use la roche sur toute la face à découper ; soit le *havage :* une chaîne garnie de pics diamantés découpe une saignée. Toutes ces méthodes d'abattage peuvent également être utilisées en souterrain dans les rares cas où les matériaux concernés ont une valeur marchande suffisante pour supporter le coût d'extraction en carrière souterraine.

Le chargement

On peut classer les engins de chargement en deux groupes principaux :

- Les *engins cycliques* travaillent par séquences ; chaque séquence comporte le remplissage du godet, une rotation sur le socle, le déversement du godet dans l'engin de transport ; une seconde rotation en sens inverse termine le cycle en amenant le godet en face du tas de minerai à charger. Les pelles et les « draglines » sont les engins types de cette classe, mais les chargeuses frontales sur pneus ou sur chenilles et les scrapers en font aussi partie.
- Les *engins à chargement continu* abattent et chargent sans interruption. Ce sont les roues-pelles et les excavateurs à godet des mines de charbon et de lignite ou des mines alluvionnaires.

La pelle. C'est l'engin classique de chargement dans les exploitations à ciel ouvert, surtout s'il s'agit de minerais métalliques. Les pelles de dimensions petite ou moyenne se déplacent sur chenilles. Les pelles de grosse dimension se déplacent grâce à un mécanisme dit marchant, qui les rend plus stables, mais ne leur permet de se déplacer que plus lentement.

La pelle est actionnée quelquefois par un moteur Diesel, mais le plus souvent elle est alimentée en courant électrique par un câble : dans ce cas, un groupe convertisseur sur la machine permet d'alimenter en courant continu les moteurs d'entraînement des différents mouvements, à savoir l'avancement des chenilles, la rotation de la plate-forme portant la cabine de commande et la flèche, le relevage du godet (levage) et la translation

▼ *La pelle est l'engin classique de chargement dans les exploitations à ciel ouvert.*



du bras porteur du godet (cavage) ; ces deux derniers mouvements sont commandés par câbles et treuils placés dans la cabine de commande.

Pour le *chargement du minerai,* on utilise normalement des pelles à godets relativement petits, de 1 à 15 m³ de capacité. La capacité du godet est déterminée surtout par la capacité demandée, mais également par l'épaisseur des couches, ou par la capacité du camion de transport. Dans les taconites du lac Supérieur, la capacité de 8 m³ des pelles de chargement correspond souvent à la taille du plus gros bloc que peut recevoir le concasseur giratoire. La durée du cycle de chargement est influencée par le choix de la taille du godet : plus le godet est grand, plus le cycle est long (30 secondes pour une pelle de 6 m³ et 60 secondes pour une grosse pelle de découverture de 45 m³) [*tableau* II].

On utilise, pour le *déblayage des morts-terrains,* des pelles dont la caractéristique essentielle est leur taille gigantesque, qui n'a d'ailleurs cessé d'augmenter. Dans les années 50, la plus grosse pelle était la pelle Marion modèle 5760, de 45 m³, avec un poids total de 2 350 t. Actuellement, la plus grande pelle du monde, qui se trouve dans une mine de charbon de l'Illinois, pèse 12 200 t ; son godet a une capacité de 140 m³ ; elle est spécialement étudiée pour les conditions d'exploitation particulières à cette mine. Les grosses pelles de découverture sont capables d'excaver sur une hauteur de 30 m, et de charger 200 tonnes environ. Leur hauteur est supérieure à 50 m. Elles travaillent en moyenne 50 mn par heure en continu avec un temps d'arrêt mensuel pour l'entretien qui ne dépasse pas 5 à 8 % du temps de travail.

La dragline. Les pelles, situées au pied du gradin en exploitation, travaillent en principe *en butte* alors que les draglines sont équipées pour travailler *en fouille.* Le godet des draglines n'a pas de fond ouvrant, mais, grâce à un jeu de câbles, il se vide par renversement. La flèche d'une dragline peut avoir une longueur double de celle d'une pelle de même capacité. Le godet peut ainsi travailler à de grandes distances et, d'autre part, charger en contrebas par rapport à la position de l'engin. Son champ d'application est donc considérablement plus étendu ; de plus, le godet, n'ayant pas de pièce mobile, est à la fois moins délicat et plus léger, et sa manœuvre est beaucoup plus rapide. Par contre, le positionnement du godet, tant au chargement qu'au déchargement, est beaucoup moins précis que celui de la pelle.

Si les petites draglines sont encore montées sur chenilles, les grosses sont du type « marchant ». Le châssis inférieur sert de plate-forme d'assise sur le sol pendant le travail, ce qui donne une meilleure stabilité à la machine et diminue la pression au sol. Des engins de plus de 2 000 t ont une pression de moins de 2 kgf/cm². Ils sont munis de patins ou de semelles actionnés par excentriques ou de systèmes mécaniques à levier pour la marche. Les draglines marchantes ont été mises au point pour le travail dans des terrains meubles où la pression de 4 kgf/cm² des draglines à chenilles ne peut être supportée. Elles perdent en mobilité ce qu'elles gagnent en stabilité. Leur vitesse en déplacement n'est que de 200 à 300 m/h contre 2 km/h pour les pelles.

Les parties électrique et mécanique des draglines sont identiques à celles des pelles ; les draglines sont quelquefois équipées d'un moteur Diesel autonome lorsqu'elles sont utilisées dans des endroits isolés pour le dragage. La durée du cycle de travail est très variable et dépend de sa nature. C'est la chute libre du godet (dans laquelle intervient l'adresse du machiniste) qui donne la puissance d'attaque sur le massif rocheux. La gamme de capacité des draglines est plus large que celle des pelles. La plus grosse dragline a un godet de 170 m³ avec une flèche de 95 m. Les coûts de chargement sont sensiblement les mêmes pour les draglines et les pelles : de l'ordre de 0,4 à 0,8 F par m³ chargé (*tableau* II).

Les chargeuses frontales. La chargeuse sur chenilles est essentiellement un engin utilisé dans les terrains difficiles et irréguliers. De ce fait, elle reste dans les grandes mines un engin secondaire réservé à des tâches spécifiques de préparation et de terrassement.

La chargeuse sur pneus est utilisée pour le chargement dans des conditions qui nécessitent souplesse et vitesse ; c'est là son principal avantage, qui a fait son succès au point qu'on la trouve dans la plupart des chantiers de génie civil, les mines à ciel ouvert et les mines souterraines. De dimensions modestes par rapport à celui des pelles, le godet a, dans les modèles courants, une capacité inférieure à 10 m³. Un constructeur américain vient de lancer un modèle de 18 m³. La chargeuse offre l'avantage d'être, contrairement à la pelle et à la dragline, très mobile ; elle peut transporter le produit sur une distance de 100 à 200 m suivant la capacité du godet. Cette limitation de distance est due à la baisse rapide de la production et à l'accroissement des coûts unitaires lorsque la longueur du parcours s'accroît. Les plus grosses chargeuses permettent des débits plus importants à un coût légèrement inférieur : elles peuvent donc en principe transporter leur charge un peu plus loin tout en restant économiques.

Les pelles hydrauliques. Alors qu'elles s'étaient pendant longtemps cantonnées dans le domaine des petites dimensions (1 à 2 m³), elles ont eu tendance, ces dernières années, à se développer et atteindre une capacité de godet de 8 m³, ce qui les rend comparables aux chargeuses frontales sur pneus. Leur ambition est de constituer un moyen terme entre la pelle excavatrice classique et la chargeuse frontale ; elles voudraient avoir la robustesse des premières tout en conservant un peu de la souplesse et de la mobilité des secondes.

Le scraper. C'est à la fois un engin de chargement et de transport qui est chargé par raclage sur le sol. Quelquefois, une chaîne releveuse (système Johnson) aide au chargement. De ce fait, le scraper est un engin mieux

Tableau II

Capacité de production des pelles et des draglines

Pelles		Draglines	
Capacité du godet (en m³) (1)	Production (en m³/heure) (2)	Capacité du godet (en m³)	Production (en m³/heure)
4,6	350	11	200 - 300
6	500	30	550 - 750
20	750	65	1 200 - 1 500
46	1 700	100	1 800 - 2 300
80	2 900	150	2 700 - 3 500
100	3 400	170	3 100 - 4 000

(1) Coefficient de remplissage de godet : 75 à 80 %.
(2) Durée effective de travail : 50 mn/h.

▲ *Tableau II : capacité de production des pelles et des draglines.*


M. Renaudeau - TOP

▼ *Dragline en action ; la longue flèche des draglines leur permet de travailler à distance et aussi de charger en contrebas par rapport à la position de l'engin.*

Tableau III

Caractéristiques de quelques roues-pelles en exploitation dans le monde

Pays	Matériaux exploités	Capacité du godet (en m^3)	Nombre de godets sur la roue	Diamètre de la roue (en m)	Production (en m^3/h)	Puissance installée (en kW)	Masse (en tonnes)
Allemagne	lignite	6,5	10	22	13 000	2 500	13 000
États-Unis							
Floride	phosphates	2	10	10	6 300	1 490	800
Illinois	charbon	1,5	10	12	4 700	5 000	3 500
Californie	dragage	1,4	8	9	3 460	1 050	607
Inde	sable	0,35	9	7,2	3 000	1 870	1 250
Mauritanie	fer	0,65	8	6,3	1 380	663	565
Yougoslavie	lignite	0,46	8	6	1 260	715	460
Afrique du Sud	cuivre	0,35	8	6	1 260	715	460
Maroc	phosphates	0,09	8	3,3	540	130	133

Note : la vitesse de rotation de la roue est généralement comprise entre 3 et 6 tours par minutes.

▲ *Tableau III : caractéristiques de quelques roues-pelles en exploitation dans le monde.*

adapté aux travaux de génie civil, où il convient parfaitement pour le déblayage et le terrassement. Dans la mine, il est utilisé pour enlever les morts-terrains ou pour l'exploitation du charbon, mais, en général, son coût d'exploitation est supérieur à celui de la pelle ou de la dragline couplée avec des camions et augmente rapidement avec la distance : le scraper s'accommode mal de fortes pentes.

Il existe plusieurs types de scrapers; sans parler des scrapers à basculement par l'avant et tractés par engins sur chenille, qui deviennent maintenant très rares, le scraper à déversement inférieur classique peut n'avoir qu'une tête de traction, et, dans ce cas, il est toujours nécessaire de le pousser avec un bulldozer lors du chargement, à moins qu'il ne soit équipé d'un élévateur Johnson ; ou bien il peut être muni de deux trains moteurs (push-pull).

La roue-pelle. Elle est utilisée dans les roches tendres (charbon, phosphates, sables, schistes bitumineux) pour l'enlèvement des morts-terrains et du minerai si la puissance de la couche est suffisante. La roue excavatrice est une roue à godets de grandes dimensions (les plus grandes roues-pelles ont plus de 20 m de diamètre) placée à l'extrémité d'une flèche relevable et orientable. L'ensemble est monté sur une tourelle qui permet de l'orienter et qui repose elle-même sur un bâti à chenilles. Pour équilibrer la roue à godets, le groupe d'entraînement est placé en porte à faux loin à l'arrière.

Les godets de la roue — dont le nombre varie de 6 à 12 suivant les machines — attaquent le massif rocheux après leur passage au point bas de leur trajectoire, se remplissent et, après le passage au point haut, se déversent sur le convoyeur à bande circulant à travers la flèche. Les produits sont ensuite transférés vers l'arrière de la machine par un second convoyeur porté par un pont intermédiaire orientable et de longueur variable (longueur de 100 m sur les roues-pelles des lignites allemands). Le pont intermédiaire aboutit souvent à une sauterelle sur chenille qui rejette les produits vers l'arrière. Dans certains cas, la sauterelle est remplacée par un dispositif de chargement en wagons, circulant sur une voie ferrée.

Les exploitations de lignites de la vallée du Rhin fournissent de multiples exemples d'utilisation des roues-pelles : certaines travaillent en butte pour exploiter des gradins de 50 m de haut en 3 passes. D'autres travaillent jusqu'à 25 m en fouille. Les appareils couramment utilisés ont des puissances de 7 500 kW et un poids de 5 000 t pour une production de 6 000 t/h. Ce ne sont pourtant pas les plus gros; la nouvelle génération en exploitation en février 1976 à la carrière Fortuna-Garsdorf en R. F. A. présente des caractéristiques encore plus impressionnantes : 13 000 t/h avec des puissances installées de 15 000 kWh (*tableau* III).

En 1972, les coûts directs d'exploitation par roues-pelles étaient compris entre 20 et 26 centimes/m^3 aux États-Unis, et entre 10 et 50 centimes en R. F. A. Cependant, suivant les conditions climatiques et géologiques, ces prix peuvent monter jusqu'à 2 francs. L'entretien des dents des godets est le poste le plus coûteux; dans des conditions de travail difficiles, il est nécessaire de les changer une fois par jour. La roue-pelle est l'engin le plus économique pour l'exploitation à grande échelle; le prix de revient est très faible dans les systèmes intégrés d'abattage en continu à roue-pelle couplée avec un transport par convoyeur à bande sur de grandes distances, mais il faut que le terrain soit suffisamment tendre pour permettre l'attaque directe.

Les excavateurs à chaîne à godets. Leur conception est très voisine de celle des roues-pelles; mais la flèche portant la roue à godets est remplacée par une chaîne à godets de 4 à 6 tronçons relevables. Les godets sont en forme de coquilles munies sur le bord d'attaque d'une chaîne en acier qui racle le terrain sur une épaisseur de 15 cm. La chaîne à godets déverse les matières extraites sur des convoyeurs à bande qui aboutissent à l'engin de transport. La machine est conçue pour travailler en butte ou en fouille, mais elle est surtout utilisée pour des travaux en fouille en matériaux tendres et pour le dragage de sables alluvionnaires.

Elle est utilisée en France dans l'exploitation de lignite d'Arjuzanx (Landes) où elle exploite une couche de lignite de 3 à 6 m de puissance après enlèvement de morts-terrains par roue-pelle. La capacité de production est de 400 t/heure.

Le transport

Trois types de transport de matériaux sont utilisés couramment dans les exploitations à ciel ouvert : le transport par voie ferrée, qui est le plus ancien, le transport par camions dont l'usage s'est considérablement développé dans tous les pays, et le transport par convoyeurs à bande, plus récemment en expansion. Il faut aussi signaler le transport hydraulique en conduite qui commence à être employé pour le transport de charbon et les concentrés de minerai de fer, mais peu dans le transport de minerai brut. Le principe consiste à mélanger le minerai à transporter à une boue support et à pomper l'ensemble à travers une conduite qui peut être en acier, en fonte, avec quelquefois un revêtement antiabrasif (basalte).

Le transport par voie ferrée. La voie ferrée a été longtemps considérée comme le moyen de transport le plus économique, mais le coût d'infrastructure dans les zones à topographie difficile est très élevé : un kilomètre de voie ferrée posée peut coûter plus de 1,5 million de francs. Ce handicap n'est pas toujours compensé par le faible niveau des coûts d'exploitation : moins de 0,10 franc par tonne-kilomètre utile (TKU).



Sté métallurgique Le Nickel - S.L.N.

▲ *Transport de minerai de nickel vers les postes de chargement portuaire par un convoyeur à bande de 13 km, l'un des plus longs du monde, à Népoui, Nouvelle-Calédonie.*

Le transport par camions. Dans les années 1950-70, on est passé des camions de 36 tonnes de charge utile aux camions de 300 tonnes. Le transport par camions s'est révélé une méthode de transport très souple dans les grandes exploitations à ciel ouvert. En effet, le camion circule facilement sur des pentes élevées (plus de 10 %) et accepte un tracé très sinueux. En outre, la construction des pistes ne nécessite pas un investissement aussi élevé que la pose d'une voie ferrée.

Dans la plupart des cas, il s'agit non pas des camions classiques construits pour circuler sur les routes, mais de camions spéciaux pour carrière, beaucoup plus robustes, et adaptés à la circulation sur les pistes. Ils peuvent être à déversement arrière ou, plus rarement, à déversement par le fond. Ils sont entraînés par moteur Diesel à transmission mécanique pour les types les plus petits, à transmission hydraulique pour les moyennes dimensions (jusqu'à 100 tonnes environ de capacité), et à transmission électrique au-delà. Dans ce dernier cas, l'entraînement est assuré par un moteur électrique indépendant pour chacune des quatre roues.

Aux autres avantages s'ajoute la souplesse qu'offrent les camions pour l'organisation de l'exploitation et du transport : un camion tombe-t-il en panne ? On l'envoie à l'atelier d'entretien, et on le remplace par le camion de secours. La route de transport est-elle défoncée à la suite d'un roulage intensif par des camions dont le poids total en charge excède 300 tonnes ? En un temps très court, un bulldozer aura terrassé une déviation permettant au trafic de ne pas être interrompu.

L'important dans le transport par camions est l'organisation du mouvement. Il faut déterminer le nombre de camions nécessaire pour un roulage déterminé de façon que la pelle marche sans interruption et qu'il y ait le moins possible d'attente pour les camions, soit sous la pelle, soit au déversement. Pour cela, il faut connaître les capacités instantanées et horaires des différentes machines, et le cycle des camions, compte tenu de leur vitesse en rapport avec la topographie de la route.

Les constructeurs de camions donnent des abaques permettant de calculer les capacités de transport en fonction de la charge totale (poids du camion + charge utile), de la longueur du trajet et du profil de la route. L'inconvénient majeur du transport par camions est son prix de revient, qui est élevé ; tandis que les transports par rail et par convoyeurs ont un coût direct qui peut être inférieur à 10 centimes par TKU, le transport par camions revient souvent à plus de 1,25 franc la tonne ; en outre, si les immobilisations dans le cas du transport par camions sont inférieures à celles de la voie ferrée, elles sont supérieures à celles du transport par convoyeurs. Pour diminuer ce coût, on augmente la dimension des camions et leur charge utile. Des camions de 150 à 200 tonnes de charge utile équipent actuellement les grandes mines : Bougainville, Cuajone, et différentes mines aux États-Unis.

Le transport par convoyeurs à bande. C'est un concurrent sérieux pour le transport par rail. Ils ont les mêmes caractéristiques de conception : une infrastructure rigide (les rails dans un cas, l'infrastructure du transporteur dans l'autre) ; le convoyeur à bande offre l'avantage d'être moins cher à l'installation et plus facile à poser ; on peut le rallonger aisément au fur et à mesure des besoins ; il admet des pentes très supérieures à celles qui sont admises par le chemin de fer, mais son tracé doit être constitué de tronçons rectilignes. Il convient dans l'exploitation de vastes gîtes horizontaux de lignite et de charbon où on l'utilise derrière une roue-pelle, soit pour la mise au terril des stériles, soit pour le transport du minerai. Il permet des débits très élevés. C'est pourquoi il l'emporte sur la voie ferrée pour toutes les exploitations qui ont une extraction de plus de 200 000 m³/jour en place. Les exploitations de lignites allemandes utilisent des convoyeurs à bande sur des distances de plus de 20 km (*tableau* IV). Le coût de transport est très faible (de 2 à 10 centimes par tonne-kilomètre, plus les dépenses d'immobilisations qui peuvent être de l'ordre de 4 centimes par tonne annuelle). L'usure de la bande est un élément important du coût, surtout si les produits sont abrasifs ou agressifs par leur forme. On doit veiller, lors de l'établissement d'un projet de transport par convoyeur, à respecter des rapports bien définis entre la capacité et la granulométrie des produits à transporter d'une part, et la largeur de la bande d'autre part.

Une étude préalable des coûts de transport par les différentes méthodes permet de choisir celle qui est la mieux adaptée à chaque cas particulier. Sur de très longues distances, le train est le moyen le plus approprié. Il est concurrencé par le transport hydraulique en conduite, mais celui-ci est encore réservé à certains cas particuliers, et par le transporteur à courroie (transport sur 100 km du phosphate de Bou Craa). Le transport par camions est souvent avantageux sur de courtes distances, surtout quand le chargement et/ou le déchargement ne sont pas localisés en un point unique. La souplesse du camion le rend alors plus économique. Le transport par bandes est dans la plupart des cas un transport à grand débit sur des distances moyennes (1 à 3 km) [*tableau* V].

▼ *Tableau IV : caractéristiques des convoyeurs à bande.*

Tableau IV

Caractéristiques des convoyeurs à bande

Caractéristiques des produits transportés	Largeur de la bande (en mm)					
	350	600	900	1 200	1 500	1 800
	Vitesse maximale de la courroie (en m/s)					
Fines de granulométrie inférieure au centimètre	2	3	3,75	4,5	4,5	4,5
Charbon	1,25	1,5	1,75	2	2	2
Produit abrasif	1,5	2,25	2,75	3	3	3
Produit abrasif et coupant	1,25	1,75	2,25	2,75	2,75	2,75

Tableau V Exemple de comparaison des coûts des différents moyens de transport (capacité : 2 à 6 millions de tonnes/an)		
Moyens de transports	**Coûts en centimes par tonne-kilomètre**	**Observations**
Rails	1,25 - 3,00	Sur une distance de plus de 600 km
Camion	15,60 - 25,00	Retour à vide sur la même route
Convoyeur à bandes	6,25 - 18,75	Moins de 25 km
Transport hydraulique en conduites	0,90 - 2,15	Plus de 80 km

▲ *Tableau V : exemple de comparaison des coûts des différents moyens de transport. Une étude préalable des coûts des différentes méthodes permet de choisir celle qui est la mieux adaptée à chaque cas particulier.*

▼ *A gauche, tableau VI : exemple du matériel nécessaire à l'exploitation d'une mine métallique (20 000 tonnes de minerais et 50 000 tonnes de stérile par jour). A droite, placers d'or en Afrique du Sud.*

Matériels divers. Services généraux

On regroupe ici tout le matériel annexe qui n'est pas utilisé directement pour l'abattage, le chargement ou le transport du minerai ou des stériles de découverture. Ce sont des engins et des machines dont le rôle est soit de maintenir la mine dans de bonnes conditions de sécurité, soit d'assurer l'entretien et la marche des gros engins d'exploitation (*tableau* VI).

La liste ci-après n'est pas exhaustive; la variété et la quantité de matériel secondaire dépendent des particularités de chaque exploitation.

● Les *engins de terrassement* (bulldozers, wheeldozers, niveleuses, compacteurs, chargeuses sur pneus). Le rôle de ces engins est de construire, puis d'entretenir les routes et les pistes de roulage dans la mine et entre la mine et l'usine de concentration. Les bulldozers sont également utilisés à côté des pelles pour rassembler en tas le minerai et augmenter ainsi l'efficacité du chargement; en outre, ils ont souvent pour mission la préparation de futurs chantiers. Les chargeuses sur pneus sont quelquefois utilisées comme engins de secours en cas de défaillance de la pelle, mais également pour de nombreuses opérations diverses.

● Les *engins de servitude*. On regroupe ici tous les engins de transport de fournitures et d'accessoires des engins de chantier :

— le camion-citerne fournit l'eau pour la foration;

— le camion de graissage et de fuel approvisionne la mine en carburants et graisse;

— des groupes compresseurs mobiles fournissent l'air comprimé aux foreuses;

— des camions équipés d'un bras de levage transportant des postes de soudures ou des pièces de rechange vont d'engin en engin pour assurer l'entretien.

● *Matériel de sécurité*. Ce sont pour l'essentiel les pompes d'exhaure pour l'évacuation des eaux. En outre, la dynamitière où l'on stocke les explosifs se trouve en général à une certaine distance de l'exploitation, ce qui nécessite un camion spécial pour le transport des quantités d'explosifs nécessaires jusqu'au front d'abattage.

L'exploitation des placers

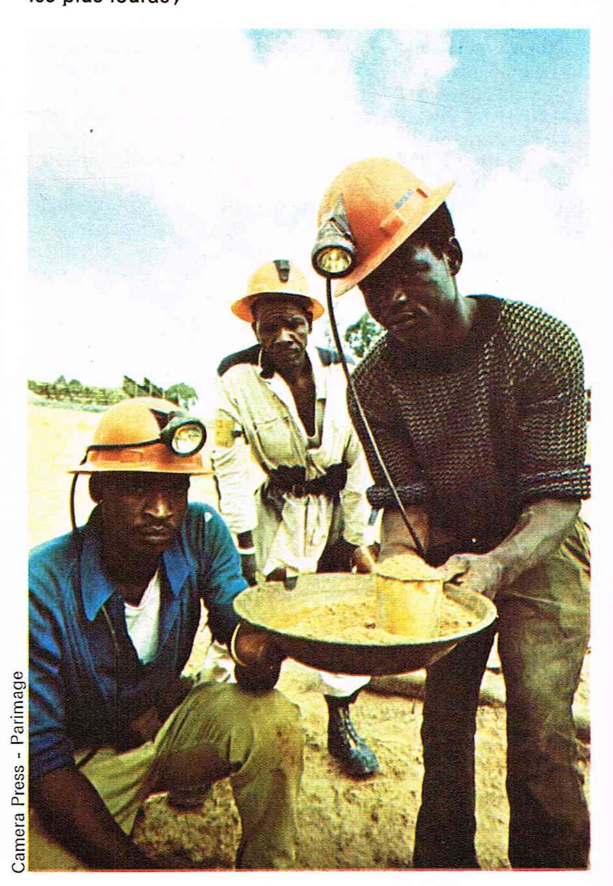
Les *placers* sont des dépôts de minéraux détritiques contenant des métaux récupérables sous forme de grains discrets. Ils se présentent souvent sous forme de sédiments plus ou moins consolidés. Ils sont le résultat d'un long processus géologique cyclique qui aboutit à la concentration des métaux lourds et dans lequel les cours d'eau de surface, la mer et le vent ont joué un rôle de premier plan : les placers formés sous l'action de l'érosion éolienne ont été recouverts de dépôts marins; les placers marins ont été recouverts après le retrait de la mer soit par des alluvions, soit par des dépôts éoliens, soit par des moraines de l'âge glaciaire, soit enfin par des laves.

L'exploitation des placers consiste à récupérer dans les sédiments les grains de métaux utiles. L'abattage est suivi d'une concentration grossière qui élimine les stériles les plus légers. Les méthodes d'exploitation dépendent de la nature du placer. On distingue :

— les *placers résiduels,* résultant d'une altération chimique *in situ* des roches suivie d'un transport des minéraux légers laissant sur place les métaux lourds;

— les *placers éoliens;* l'érosion éolienne, après avoir déconsolidé les minéraux, emporte les plus légers et laisse les plus lourds;

Tableau VI Matériels nécessaires pour l'exploitation d'une mine métallique (type porphyry copper) de 20 000 t/jour de minerai et de 50 000 t/jour de stérile		
Engins et caractéristiques	**Nombre d'engins**	**Prix unitaire (en milliers de dollars 1975)**
Foreuse Bucyrus 45R	4	400
Pelle de chargement PH/1600 de 8 cubic yard	3	885
Camion de transport (65 tonnes c.u.)	20	254
Bulldozer sur chenille Caterpillar D8K	1	145
Bulldozer sur pneu 814	3	90
Chargement frontal sur pneu 992B	1	305
Compacteur sur pneu 815	1	96
Niveleuse sur pneu 12 G	2	75
Camion citerne	2	64
Camion fuel et graissage	1	9
Camion grue	1	7
Camion transport des pièces de rechange	3	10
Poste de soudure	2	4
Compresseurs	2	96
Pompes d'exhaure	variable	—
Autobus de transport du personnel	2	37
Pick-up de surveillance	5	6


Camera Press - Parimage

— les *placers des plages,* nés de l'action des vagues sur des placers préexistants ou de la destruction de massifs rocheux sur place, suivie d'une concentration de métaux lourds; ils viennent en second lieu en ce qui concerne la fréquence;

— les *placers offshores,* qui reposent au fond de la mer (les fameux nodules de manganèse), et dont on commence seulement à évaluer l'importance comme ressources minérales disponibles.

Historiquement, l'or a été le premier métal exploité sous cette forme à cause de son prix et de l'extrême facilité de sa récupération. Les placers d'or sont actuellement épuisés. 80 % de la production mondiale de diamant provient de placers. La cassitérite, principal minerai de l'étain, provient à 90 % des placers fluviaux et alluvionnaires de la Malaisie et de la Thaïlande. Le rutile, l'ilménite, le zircon, la monazite se trouvent en concentrations exploitables uniquement dans les sables des plages. Les métaux lourds de la famille du platine, la scheelite, la columbite, les éléments radio-actifs et les pierres précieuses sont aussi des minéraux de placers.

Méthodes d'exploitation des placers

Elles vont de l'exploitation à la pelle d'alluvions aurifères des chercheurs d'or du siècle passé à l'exploitation mécanisée par draglines.

- En Afrique du Sud, l'exploitation des placers de diamant se fait soit à la main, soit à l'aide des engins classiques du ciel ouvert (pelles, bulldozers, etc.).
- Les placers d'étain d'Extrême-Orient sont exploités au moyen de puissantes dragues à godets multiples.
- Les mines de platine du Ghana, du Brésil, de Grèce et d'Alaska sont exploitées par dragues.

Quand le placer ne se trouve pas sous l'eau, les méthodes d'exploitation ne diffèrent pas de celles de ciels ouverts conventionnels, sinon par la nature géologique du placer. Le matériel le plus souvent employé dans ces gisements est la dragline. Mais, quand il s'agit de dépôts peu consolidés, l'*abattage hydraulique* peut être intéressant. Cette technique consiste à désintégrer le minerai *in situ* par un jet d'eau sous forte pression (monitor). Les particules sont ensuite poussées vers un canal de transport. Plus de 1 000 mines d'étain du Sud-Est asiatique utilisent cette méthode. Mais les rendements obtenus restent faibles et la consommation d'eau est élevée.

Lorsque le placer est sous l'eau, on utilise des dragues pour remonter le minerai du fond de la mer ou du fleuve. La pulpe remontée du fond est traitée directement sur l'installation flottante d'exploitation ou bien transportée par canalisations jusqu'à des installations situées sur la terre ferme.

La drague à godets multiples est une machine très performante pour l'exploitation sous l'eau : sur son immense plate-forme flottante, on concentre immédiatement le minerai exploité. D'abord utilisée pour l'exploitation de l'or, elle est maintenant largement utilisée pour l'exploitation du platine en Alaska, du diamant au Brésil, de l'étain en Malaisie et en Indonésie. Elle exploite à des profondeurs de plus de 45 m avec des cadences de 100 000 m³ par jour.

Problèmes spécifiques du ciel ouvert

La tenue des gradins. Elle est évidemment essentielle pour l'exploitation, car un glissement de terrain aurait des conséquences très graves. Aussi s'en préoccupe-t-on avant et pendant l'exploitation de la mine. La stabilité des pentes de la mine exploitée par la méthode des gradins et cratères dépend de l'inclinaison des parois. Des études expérimentales sur la résistance mécanique de la roche sont effectuées dans la phase d'étude du gisement. Elles aboutissent à la détermination de l'inclinaison optimale des pentes, qui, dans les grandes mines à ciel ouvert, est comprise entre 40 et 60°. Les facteurs qui interviennent dans son calcul sont : la résistance mécanique des roches *in situ;* la consolidation des terrains (présence de failles, diaclases, plans de glissement) ; les conditions climatiques (dans les régions très pluvieuses, on diminue la pente pour éviter les risques de glissement de terrain); la présence des nappes souterraines).

Plus la pente est faible, plus grande est la quantité de stérile à déblayer; le prix de revient de l'exploitation s'en trouve augmenté d'autant; on cherche à se rapprocher le plus possible de la pente optimale. Les dimensions et la forme des gradins devront être choisies suivant cette contrainte qui accompagne les contraintes d'exploitation : largeur suffisante pour permettre la circulation du matériel, hauteur adaptée aux types d'engins utilisés, etc.

La sélectivité. Une autre difficulté des exploitations à ciel ouvert est la sélectivité, c'est-à-dire la séparation du minerai et des produits considérés comme stériles pendant l'abattage et le chargement. L'emploi de très gros engins mécanisés, loin de résoudre ce problème, le complique plutôt.

Dans les mines de lignite et de charbon, où le combustible se présente sous forme de couches régulières, les grandes roues-pelles enlèvent les morts-terrains, tandis que les scrapers et les pelles de taille moyenne extraient le combustible. En général, dans la mesure où la puissance des couches est faible (entre 1 et 3 m), les petits engins d'abattage, souples et sous conduite humaine, améliorent la sélectivité au détriment du rendement.

Dans les mines métalliques par contre, la minéralisation est le plus souvent très irrégulière et disséminée dans un grand volume de stériles; malgré les travaux de reconnaissance avant l'exploitation, on ne connaît pas avec exactitude la distribution de la minéralisation. Ce n'est qu'au cours de l'exploitation qu'on la découvre. La sélection, dans ces conditions, peut être difficile. Dans beaucoup de mines à gradins, on exploite suivant le système des doubles gradins : les gradins exploités en minerais alternent avec les gradins exploités en stériles. Cette méthode rationnelle a l'inconvénient de laisser des fronts très irréguliers, ce qui est préjudiciable à la stabilité de la mine; en revanche, elle a l'avantage de conduire à des coûts moindres. Dans certaines mines de très grande capacité, une sélection peut se faire après l'abattage (on maintient ainsi des rendements abattage très élevés) soit lors du chargement, soit à l'entrée de la laverie lorsque le transport n'est pas trop onéreux.

Toute amélioration dans la connaissance du gisement avant le début de l'exploitation est favorable à la sélectivité minerai-stériles : c'est dans ce sens que s'orientent des études en cours dans les grandes sociétés minières et les laboratoires de recherche (utilisation de la géostatique).

L'environnement. La mine à ciel ouvert est toujours une perturbation sérieuse des équilibres naturels : elle détruit le sol et le sous-sol sur une surface au moins égale à celle du cratère et modifie complètement le paysage et le relief.

La présence d'un cratère de 700 m de profondeur et de 2 km de diamètre (Bingham) bouleverse complètement la flore et, dans une grande mesure, la faune, de la région une fois la mine épuisée et abandonnée.

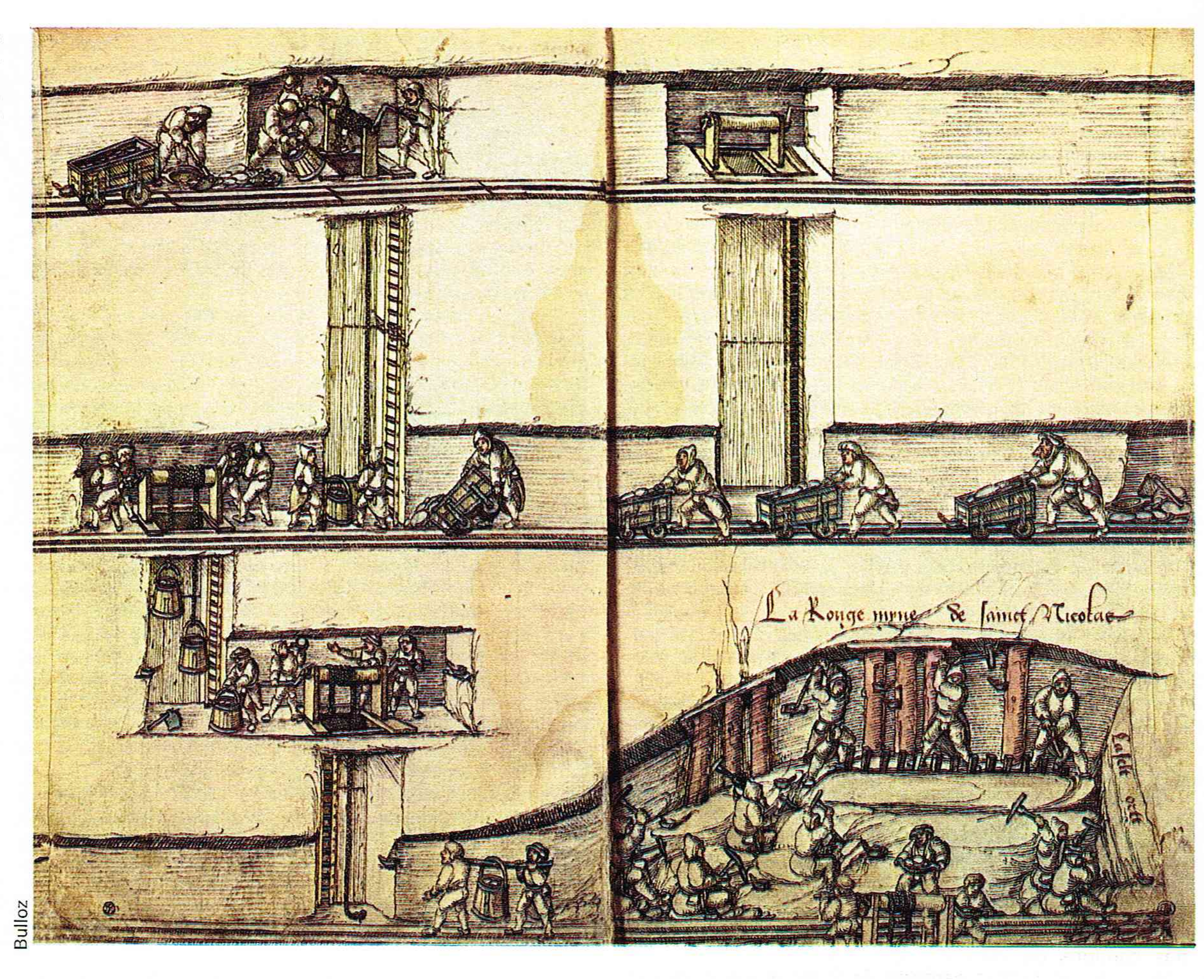
Pendant l'exploitation, la mine est source de nuisances : d'abord, le bruit des engins qui serait intolérable dans les zones urbanisées; ensuite, les poussières qui sont dégagées lors du tir en grandes masses, mais également lors du chargement et du transport; ces poussières, transportées par le vent, ne se déposent pas seulement dans les abords immédiats de la mine, mais peuvent avoir des effets à des distances importantes de l'exploitation.

La pollution des cours d'eau et des nappes souterraines voisines est essentiellement le fait de ces poussières, mais aussi des rejets des engins d'exploitation tels qu'huiles et combustibles.

Depuis une décennie, les gouvernements, les citoyens et les industriels eux-mêmes ont pris la mesure de ces atteintes à l'environnement. Les gouvernements ont été amenés à réglementer l'émission des polluants et à prescrire la reconstitution des sites touchés par les exploitations. Ainsi, aux États-Unis, la teneur d'anhydride sulfureux dans l'air ambiant est limitée à 0,1 ppm (partie par million) ; elle est de 0,005 ppm au Japon.

Une loi récemment votée aux États-Unis et en France oblige les exploitants à remettre en état les terrains après l'exploitation, de façon que le paysage retrouve son aspect initial. Les exploitants devront reboucher le cratère et replanter la végétation détruite. Le coût de telles opérations est parfois assez élevé pour qu'il soit plus économique d'exploiter en souterrain. La récente prise de conscience de la nécessité de protéger notre environnement ne manquera pas de favoriser l'exploitation souterraine, dans laquelle les nuisances sont mieux circonscrites.

▶ **La Rouge Mine de Saint-Nicolas,** ***par H. Gross, école allemande du XVIe siècle (École des beaux-arts, Paris).***



Bulloz

L'exploitation souterraine

Importance de l'exploitation souterraine

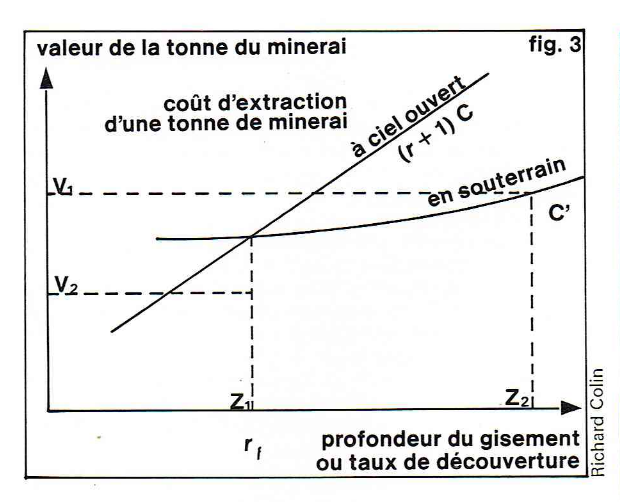
Contrairement aux apparences, l'exploitation souterraine est aussi importante pour l'approvisionnement minéral que l'exploitation à ciel ouvert (sauf pour les sables et graviers exclusivement exploités en surface, et pour quelques minerais très abondants, comme le fer et la bauxite, surtout exploités à ciel ouvert). A ciel ouvert, les tonnages remués sont beaucoup plus importants et spectaculaires, mais ils comportent une forte proportion de stériles qui atteint, comme on l'a vu, jusqu'à dix ou trente fois les quantités de minerais. En souterrain, on extrait presque toujours une quantité de stériles inférieure à la quantité de minerais, et dans certains cas la totalité des creusements est effectuée dans le minerai.

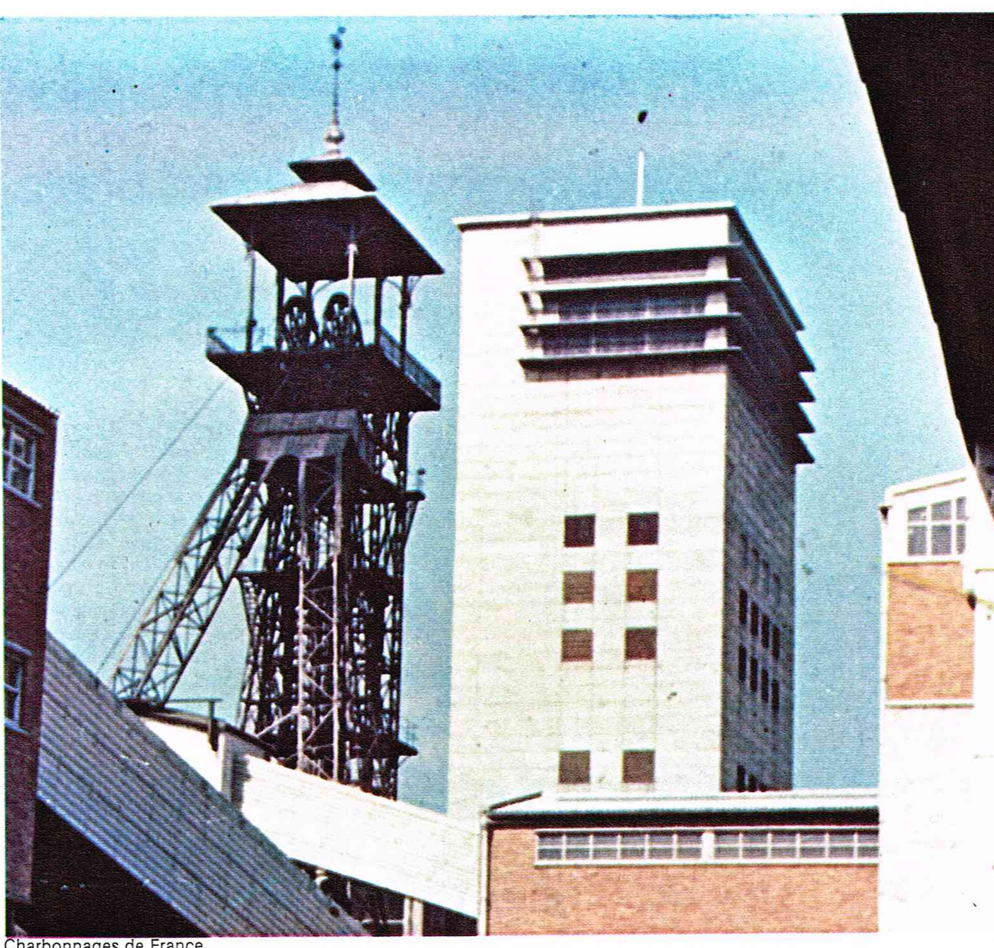
En outre, les minerais extraits en souterrain sont toujours plus riches que ceux qu'on extrait à ciel ouvert à la même époque. De ce double fait, moins de stériles remués et minerais plus riches, les quantités de minéraux utiles produites en souterrain sont relativement plus importantes qu'à ciel ouvert. Quelques chiffres relatifs aux grands pays miniers permettent de confirmer ce point : 50 % du charbon aux États-Unis, 60 % du charbon en Australie et 50 % des métaux au Canada proviennent d'exploitations souterraines, quoique, dans ce dernier cas, les exploitations à ciel ouvert soient à l'origine de 75 % des tonnages de minerais bruts.

Tous les types de gisements peuvent être exploités en souterrain, mais, bien entendu, on n'exploite ainsi que ceux qui ne peuvent pas l'être à meilleur compte à ciel ouvert. En effet, comme on l'a vu, le coût d'extraction d'une tonne en surface est peu élevé, tandis qu'en souterrain de nombreux éléments spécifiques contribuent à accroître ce coût : l'accès aux zones minéralisées est plus difficile ; la dimension des galeries, et donc celle des machines qu'on peut y introduire, est limitée par des conditions de stabilité du massif rocheux ; un soutènement artificiel est presque toujours nécessaire pour garantir la sécurité des mineurs ; il faut souvent pomper des débits importants d'eau ; il faut toujours assurer une ventilation, et parfois une réfrigération de l'air. Limitation de la dimension des machines et mesures de sécurité spécifiques conduisent à des coûts d'extraction de trois à vingt fois supérieurs à ceux du ciel ouvert : cela explique qu'on exploite le plus possible à ciel ouvert et que l'exploitation souterraine ne prenne le relai qu'à partir d'une certaine profondeur. En pratique, la limite entre les deux formes d'exploitation est donnée par $(r+1)\ C < C'$, avec : C' = coût d'extraction d'une tonne en souterrain ; C = coût d'extraction d'une tonne à ciel ouvert ; r = taux de découverture.

L'exploitation sera économiquement réalisable si la valeur marchande de la tonne de minerai est supérieure au coût d'extraction. Ainsi, pour un minerai de valeur V_1, toutes les parties du gisement moins profondes que Z_1 seront exploitables (en souterrain entre Z_I et Z_1, à ciel ouvert si le gisement existe à des profondeurs plus faibles). Par contre, un gisement dont la tonne de minerai a une valeur V_2 ne sera exploité que dans sa partie peu profonde, à ciel ouvert, ou pas du tout ; on peut tirer de cette schématisation graphique plusieurs conclusions importantes, notamment : les gisements affleurants sont presque toujours exploitables à ciel ouvert, même pour des minerais de faible valeur marchande (c'est le cas des granulats pour travaux publics et, dans une moindre mesure, des minerais très abondants, tel le fer) ; les gisements profonds ne sont exploitables, en souterrain, que si la valeur marchande du minerai est assez élevée, en pratique plus de 15 F/t pour les gisements les plus faciles, et plus de 30 F/t dans le cas général ; plus la valeur d'un minerai augmente, et plus les possibilités d'exploitation se diversifient : de très nombreux gisements connus — et encore plus de gisements inconnus — n'attendent pour devenir exploitables qu'une élévation suffisante du niveau de prix du minerai (*fig.* 3).

L'évolution récente a été favorable aux exploitations à ciel ouvert, mais, à long terme, la part du souterrain devrait s'accroître. Au cours des cinquante dernières années, la dimension des engins de transport et de char-




Charbonnages de France

▲ *A gauche, figure 3 : le coût d'extraction est moins élevé en surface qu'en souterrain ; aussi exploite-t-on le plus possible à ciel ouvert, l'exploitation souterraine ne prenant le relais qu'à partir d'une certaine profondeur.*
A droite, carreau de la mine (installation de surface) ; les chevalements des puits peuvent s'élever jusqu'à 70 m de hauteur.

gement s'est considérablement accrue, permettant une diminution des coûts d'extraction à ciel ouvert, et donc un accroissement de la part des gisements exploitables de cette manière. En outre, la demande très rapidement croissante de métaux et de combustibles a conduit à mettre en exploitation les gisements qui pouvaient produire le plus rapidement, c'est-à-dire parmi les gisements connus ceux qui étaient les moins profonds, même si leur teneur était parfois très faible, la haute productivité des matériels suffisant à les rendre compétitifs.

Le progrès technique dans les exploitations souterraines est beaucoup plus récent et reste limité par les dimensions des ouvrages miniers, mais, depuis 1960, certains rendements ont pu être multipliés par dix grâce à la mécanisation progressive de toutes les opérations et à la mise au point de méthodes nouvelles. Les exploitations de surface doivent affronter des difficultés nouvelles pour que soit conservé ou reconstitué l'environnement ; les économies d'échelle obtenues en passant des camions de 20 t aux grosses bennes de 100 ou 200 t, ou des petites carrières de 2 Mt aux excavations géantes de 40 Mt, semblent actuellement trouver leurs limites en faisant surgir de nouveaux problèmes techniques, financiers ou sociaux. La recherche de nouveaux gisements débouche d'abord sur les prolongements profonds des gisements connus, ensuite sur des gisements « cachés » (sans manifestation apparente en surface) qui devront être exploités en souterrain. C'est ainsi que toutes les grandes réserves de charbon, en Australie comme dans l'ouest des États-Unis, seront exploitées en souterrain à des profondeurs de plusieurs centaines de mètres.

En définitive, la limite entre ciel ouvert et souterrain est loin d'être fixe, chacun des éléments qui contribue à déterminer cette limite à un moment donné étant susceptible de très grandes variations : il est à peu près certain que d'ici à vingt ans on exploitera en souterrain jusqu'à des teneurs voisines des teneurs actuelles du ciel ouvert

Structure générale d'une exploitation souterraine

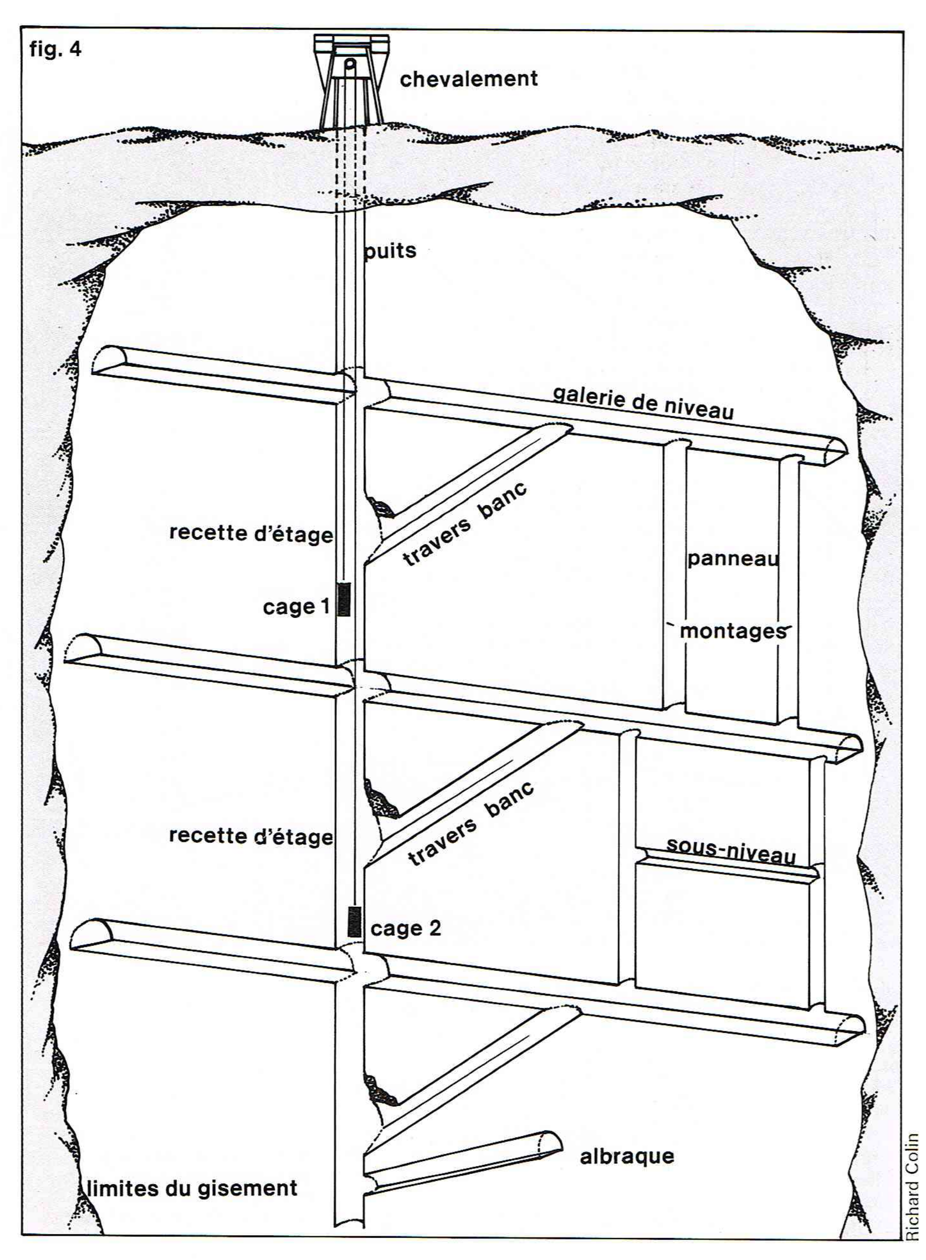
Une mine souterraine comporte toujours un certain nombre d'installations de surface, et un réseau d'ouvrages souterrains qui permettent d'accéder au gisement, de le découper en étages et en panneaux, et de l'exploiter.

* Le *carreau de la mine* est caractérisé par les installations d'extraction, chevalements des puits qui peuvent s'élever à 70 m de hauteur, et machines d'extraction. Les chevalements anciens sont des structures en acier qui supportent les molettes sur lesquelles s'appuient les câbles d'extraction. Ces câbles portent les cages et s'enroulent à l'autre extrémité sur un treuil mû par des moteurs électriques, situé dans un bâtiment séparé. Les chevalements modernes sont des tours en béton au sommet desquelles un tambour cylindrique supporte le câble et l'entraîne par frottement ; dans ce système, dit à poulie Koepe, le poids de la cage est équilibré par un contrepoids pour éviter le glissement du câble sur la poulie. Sur le carreau, on trouve aussi la plupart du temps un atelier de mécanique pour l'entretien du matériel, les compresseurs qui fournissent l'air comprimé aux chantiers par l'intermédiaire d'une conduite en acier, les stocks d'explosifs et de matériels divers et, bien entendu, les bureaux, les vestiaires et les douches.

* Les *accès au niveau du gisement* sont le plus souvent des puits verticaux, mais aussi parfois des descenderies (galeries inclinées à 17° ou 30 % environ), ou des galeries à flanc de coteau lorsque la topographie des lieux s'y prête. Ces accès doivent assurer plusieurs fonctions : extraction du minerai, des stériles et de l'eau, transport de matériel et éventuellement de remblais, circulation du personnel, alimentation en air frais et évacuation de l'air vicié ; pour cette dernière raison (et aussi pour des raisons de sécurité), il y a toujours au moins deux accès à un gisement souterrain. Les gisements de grande extension horizontale peuvent comporter jusqu'à 8 ou 10 puits.

Le fonçage d'un puits est une opération longue et coûteuse. Généralement creusé à l'explosif (voir *Abattage à l'explosif*) à partir de la surface, le puits doit traverser tous les terrains de recouvrement du gisement, dont les caractéristiques géotechniques peuvent être très variables : la traversée de terrains mous peut exiger un bétonnage immédiat des parois ou la mise en place d'un cuvelage en fonte ; la traversée de couches aquifères nécessite souvent l'injection de ciment dans les terrains, parfois la congélation complète de ces terrains, de manière à travailler en terrain gelé.

Le puits est équipé de l'installation d'extraction : une ou deux cages pouvant recevoir le personnel, le matériel et des wagons (ou berlines), ou dans certains cas un ou deux skips ne pouvant recevoir que du minerai (le skip est une caisse qui se remplit par le haut au fond et qui se vide par le fond à la surface). En outre, le puits est équipé de dispositifs de guidage des cages ou skips, et il est parcouru par les canalisations et câbles qui assurent les liaisons entre jour et fond (eau, électricité, air comprimé, télécommunication). Les puits équipés les plus profonds atteignent 1 800 m. Au-delà de cette profondeur, le poids des câbles est tel qu'ils se rompraient sous leur propre poids : en conséquence, dans les mines très pro-



▲ *Figure 4 : infrastructure de la mine.*

fondes (3 500 m dans les mines d'or d'Afrique du Sud), on a recours à deux puits successifs pour atteindre le fond (*fig.* 4).

Les descenderies, qui peuvent être creusées à l'explosif ou par une machine d'abattage (tunnellier; voir *Abattage mécanique*), ont généralement un équipement plus sommaire : convoyeur à bande caoutchoutée pour l'évacuation du minerai et rails pour la circulation de berlines de matériel.

Lorsqu'une galerie à flanc de coteau (subhorizontale) est utilisée pour l'extraction du minerai, elle est équipée soit d'un chemin de fer, soit d'une sole bétonnée pour la circulation de camions.

* Lorsque le gisement s'étend en profondeur, il est généralement *découpé en étages* distants verticalement de 25 à 150 m. A chaque étage une infrastructure de niveau relie le gisement à la *recette* du puits : galerie principale de niveau le plus souvent parallèle à la minéralisation ou même tracée dans le minerai; et *travers-bancs* qui recoupent le minerai.

* Si le gisement a une grande extension horizontale, l'espace est souvent divisé en champs d'exploitation. C'est le cas dans les mines sédimentaires de charbon, par exemple.

* *Entre deux étages, le gisement est découpé en panneaux* qui sont les unités d'exploitation, délimitées soit par des discontinuités naturelles (failles, disparition de la minéralisation), soit arbitrairement pour que l'on ait des dimensions compatibles avec la méthode d'exploitation et les engins utilisés : les galeries creusées dans le minerai pour rejoindre deux étages sont des *montages*. Longtemps creusés à l'explosif sans mécanisation, à partir de l'étage inférieur (en montant, d'où leur nom), ces montages sont actuellement creusés soit par une machine appelée « raise borer », soit avec l'aide d'une infrastructure « Alimak ».

Le « raise borer » fore à partir de l'étage supérieur un trou pilote de 150 à 300 mm de diamètre. Lorsque la tête de foration atteint l'étage inférieur, on la décroche, et on la remplace par un outil aléseur de diamètre beaucoup plus grand. Cet outil est mis en rotation et tiré vers le haut par le train de tiges qui a servi à la foration du trou pilote. On creuse ainsi, à la vitesse de 2 à 4 m par heure, des trous jusqu'à un diamètre de 3,6 m et jusqu'à des dénivellations de 700 m. Cette technique est également utilisée pour le creusement de bures (puits ne débouchant pas à la surface) et de puits d'aérage ou de service à partir de la surface : la seule contrainte est la nécessité d'un accès par le fond pour mettre en place l'aléseur.

L' « Alimak » est une cabine qui grimpe dans le montage sur une crémaillère, équipée de manière à permettre la foration et le minage dans le montage. Au moment du tir, la cabine est redescendue et effacée dans la galerie inférieure. Les matériaux abattus tombent spontanément dans cette galerie, et la cabine peut remonter pendant que les déblais sont chargés. Cette technique est une amélioration remarquable de la méthode de creusement traditionnelle qui nécessitait des échelles et un plancher de travail qu'il fallait reconstruire après chaque tir.

Lorsque les étages sont assez espacés (pour diminuer le nombre de recettes) et que la méthode d'exploitation exige des panneaux plus petits, des galeries intermédiaires, appelées sous-niveaux, sont creusées parallèlement aux niveaux.

La mine peut ne comporter qu'un étage lorsque le gisement est tabulaire et peu penté. L'ensemble des opérations se déroule alors dans un plan à peu près horizontal, et il n'y a plus de travers-bancs (seuls les puits recoupent la couche). Les différentes galeries creusées dans le minerai pour accéder aux panneaux et pour les délimiter sont alors appelées galeries principale (ou primaire), secondaire et tertiaire.

* Dès les premiers stades de la préparation d'une exploitation souterraine, certaines installations doivent être aménagées pour garantir la sécurité des mineurs. Au point le plus bas du gisement (généralement à proximité du puits le plus profond), des *albraques* sont creusées pour servir de réservoirs et de bassins de décantation des eaux de la mine; ces albraques, qui collectent toutes les eaux et les boues, doivent ensuite être périodiquement nettoyées. Un ensemble de pompes assure l'exhaure, c'est-à-dire le pompage vers la surface. La recette d'étage, qui est aménagée en gare pour recevoir les berlines transportées par les cages, et qui comprend souvent la salle des pompes et un petit atelier d'entretien, est protégée d'une venue d'eau brutale dans la mine par une porte étanche à fermeture manuelle ou automatique. De même, dans les mines grisouteuses, les différents quartiers de la mine sont séparés entre eux et séparés des recettes par des barrages de protection coupe-feu.

On aura une idée de l'importance de tous les creusements d'ossature générale de la mine en remarquant que les charbonnages français ont entretenu jusqu'à 3 500 km de galeries pour produire 50 millions de tonnes par an, ou encore que la mine de zinc de Saint-Salvy doit creuser chaque jour 15 m de galeries au rocher pour produire 1 000 tonnes de minerai.

Les méthodes d'exploitation

L'exploitation d'un gisement consiste à extraire le minerai dans tout le volume où il a été identifié. La manière dont le minerai est abattu et transporté sera précisée ultérieurement au chapitre des techniques minières. Il importe d'abord de préciser comment l'excavation minière progresse à partir du moment où les travaux préparatoires ont permis d'atteindre et de circonscrire les panneaux à exploiter : globalement, on peut dire que l'exploitation consiste à creuser des *chambres* séparées entre elles par des *piliers* de minerai; ces piliers sont

éventuellement *dépilés*, c'est-à-dire repris dans une phase ultérieure. Une *méthode d'exploitation* particulière est caractérisée par la dimension, la forme, l'orientation, et la juxtaposition des différentes chambres, le mode de contrôle du toit utilisé et la chronologie de creusement de ces chambres (appelées encore chantiers, ou tailles).

Les méthodes d'exploitation souterraines sont extrêmement variées, puisqu'elles doivent s'adapter à la diversité des gisements et à leurs irrégularités. En pratique, chaque gisement nécessite la mise au point d'une ou même de plusieurs méthodes d'exploitation spécifiques. En outre, les traditions minières locales conduisent souvent à donner des appellations particulières à des méthodes générales, pour peu qu'il s'agisse de substances différentes, et, à plus forte raison, en cas de localisations géographiques éloignées. On verra toutefois qu'il est possible de regrouper toutes ces méthodes en trois grandes catégories, à condition de choisir un critère de classement convenable.

Critères de choix d'une méthode

Choisir une méthode d'exploitation consiste donc à définir géométriquement les chambres ou chantiers élémentaires de la mine, et à préciser comment ils peuvent être maintenus ouverts malgré le poids des terrains sus-jacents.

Trois éléments principaux sont à prendre en compte pour faire ce choix : le contexte géologique, qui donne, outre la localisation du gisement, des indications précieuses sur les qualités du massif rocheux ; le comportement mécanique des roches, qui fixe les limites du possible en matière de dimension et de forme des excavations ; les caractéristiques des équipements susceptibles d'être utilisés pour réaliser les différentes opérations d'abattage, de chargement et de transport du minerai.

Les éléments géologiques déterminants sont nombreux : la forme du gisement autorise des chambres vastes dans les amas et dans les couches épaisses, et, au contraire, des chambres basses et allongées dans les filons et dans les veines minces ; la nature du massif rocheux minéralisé permet de grandes ouvertures dans les roches massives et compactes, mais exige un soutènement important et des chambres exiguës dans les bancs schisteux ou marneux. La tectonique en grand (grandes failles) limite les panneaux et fixe leur orientation ; en petit (fissuration systématique), elle limite les dimensions des excavations, mais facilite le foudroyage contrôlé. L'existence de contraintes résiduelles (lorsque les terrains ont été déformés ou continuent de se déformer, comme c'est le cas à proximité des massifs montagneux récents) peut faire rejeter certaines méthodes et exiger un soutènement renforcé. Le caractère fortement aquifère de certains bancs peut interdire toute méthode qui fissurerait les bancs imperméables et laisserait l'eau s'écouler dans la mine.

Le comportement mécanique des roches est scientifiquement étudié par la mécanique des roches (voir au chapitre *Techniques minières*). Pour le choix de la méthode d'exploitation, il importe de connaître la résistance et la déformabilité du minerai, mais aussi des roches environnantes ; des modèles sont élaborés pour déterminer la stabilité à court ou à long terme des édifices creusés dans le rocher, à partir de ces caractéristiques. On peut ainsi tester *a priori* différentes formes et dimensions de chambres, ainsi que l'incidence du creusement d'une chambre sur les chambres voisines, ou encore l'effet d'un soutènement particulier.

Le plus souvent, plusieurs méthodes sont possibles dans un gisement donné. Le choix, parmi tous les équipements miniers, de ceux qui ont les meilleures performances permet généralement de lever l'indétermination. Ces performances peuvent être soit la souplesse si le gisement est très irrégulier, soit le rendement (gros équipements) si l'on cherche à réduire les coûts d'extraction, soit la sélectivité (petits équipements) si l'on cherche à réduire les coûts de concentration.

Différentes méthodes d'exploitation en souterrain

Toutes les mines ont un point commun : leur durée est limitée. De ce fait, les ouvrages que l'on doit creuser dans la roche sont toujours *temporaires*. Pour les grandes voies d'infrastructure (puits, galeries principales), cette durée peut atteindre quelques dizaines d'années, mais, pour les chambres d'exploitation, la longévité nécessaire se mesure en mois, voire en jours ou même en heures : une chambre n'a besoin d'être stable que pendant le temps où on l'exploite, et éventuellement pendant l'exploitation des chambres voisines s'il y a un risque de gêne mutuelle. Au-delà de cette limite, une chambre peut s'écrouler sans inconvénient, la seule restriction étant qu'on ignore généralement quand elle s'écroulera ; cette restriction peut être levée en interdisant l'écroulement par un remblayage systématique ou en provoquant volontairement cet écroulement de manière à le contrôler.

C'est par ces différentes manières de contrôler la stabilité des excavations souterraines qu'il est le plus facile de classer les méthodes d'exploitation. En effet, les autres caractéristiques des méthodes varient de façon continue d'un gisement à l'autre, tandis que le *contrôle du toit* ne comporte que trois possibilités : chambre vide, foudroyage ou remblayage, avec, il est vrai, quelques variantes qui seront examinées au passage.

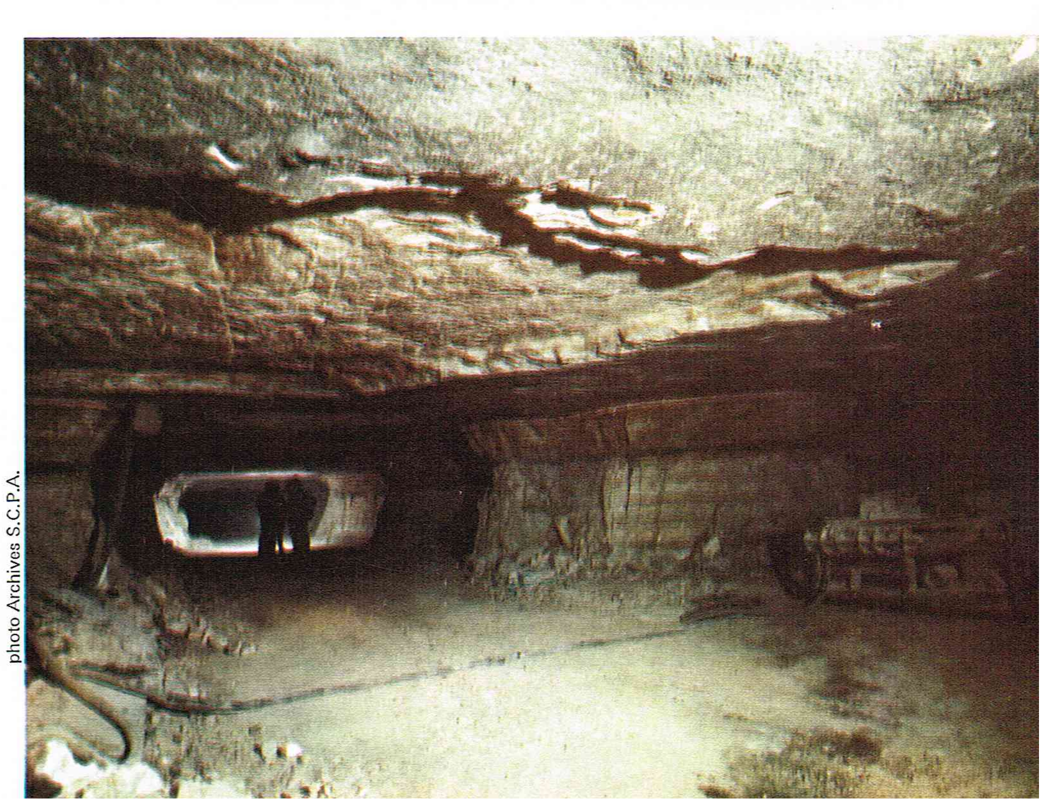
Les méthodes par chambre vide (« open stopes »)

Dans l'exploitation en chambres vides, les excavations terminées sont abandonnées sans remplissage. Pendant la durée de l'exploitation, un soutènement léger peut être utilisé pour prévenir la chute de blocs ou d'écailles de roche qui pourraient se détacher des parois. En pratique, c'est le boulonnage, technique qui sera explicitée ultérieurement. Ces méthodes sont très répandues dans les gisements stratiformes horizontaux ou peu pentés (jusqu'à 30° environ) sous le nom de *piliers abandonnés*, ainsi que dans les gisements massifs en roches compactes où les chambres peuvent atteindre jusqu'à 50 m de hauteur, et où la dénomination précise généralement la méthode d'abattage : chambres par sous-niveaux, chambres par longs trous, ou carrières souterraines.

Dans les exploitations par *piliers abandonnés* (room and pillars), les dimensions les plus courantes sont 5 à 8 m de largeur pour les chambres, et autant pour les piliers. La puissance des couches ainsi exploitées peut atteindre 10 m. L'exploitation se ramène à un creusement de galeries parallèles (chambres) et de recoupes (perpendiculaires aux chambres), qui peut être facilement réalisé à l'explosif ou mécaniquement. Le problème essentiel dans ces exploitations est le calcul des dimensions de chambres et de piliers qui permettent de garantir une stabilité à court ou à long terme.

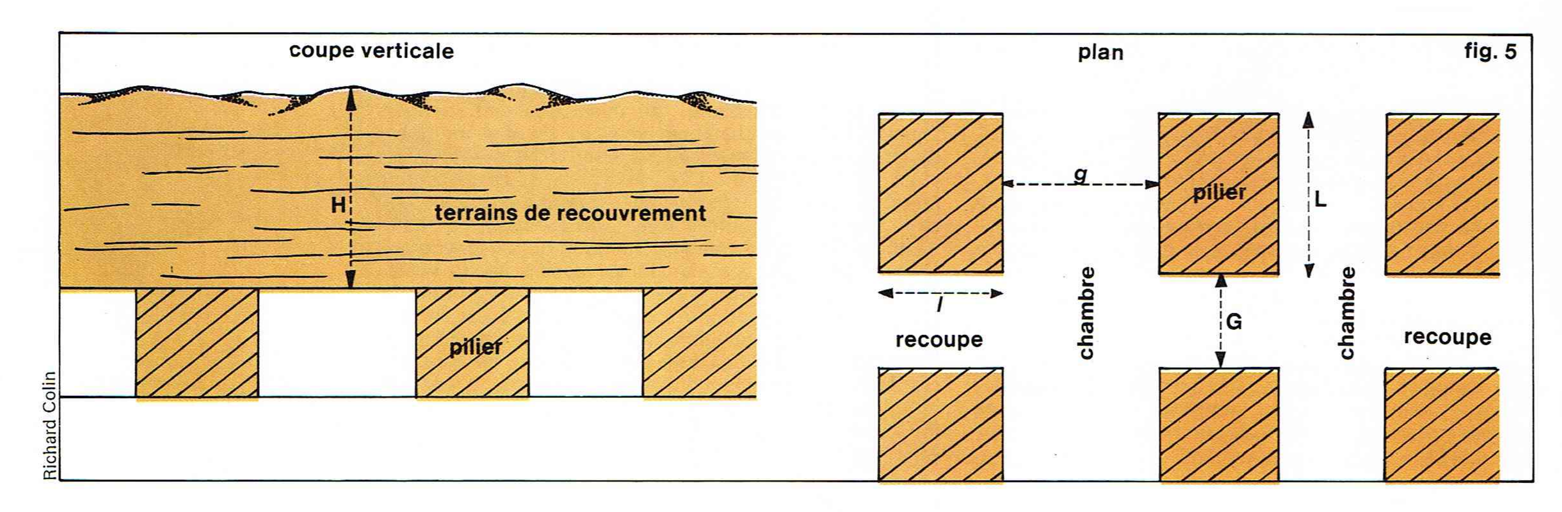
Le calcul traditionnel, le plus simple, consiste à comparer le poids des terrains sus-jacents à la résistance des piliers en faisant l'hypothèse simplificatrice que la charge du recouvrement se reporte de façon homogène sur les piliers (*fig.* 5).

En posant : H = hauteur du recouvrement, ρ = masse volumique du recouvrement, R = résistance du minerai, τ = taux de défruitement, le taux de défruitement limite,



▼ Système chambres et piliers : cette méthode est répandue dans les gisements stratiformes horizontaux ou peu pentés.

photo Archives S.C.P.A.



▲ *Figure 5 : schéma permettant un calcul simplifié du taux de défruitement et des dimensions des piliers.*

c'est-à-dire la proportion de minerai récupérée, est donné en % par : $\rho g H < R\ (1 - \tau)$.

Par exemple : H = 200 m, ρ = 2 500 kg/m³, R = 12,5 MPa, donnent τ = 60 %.

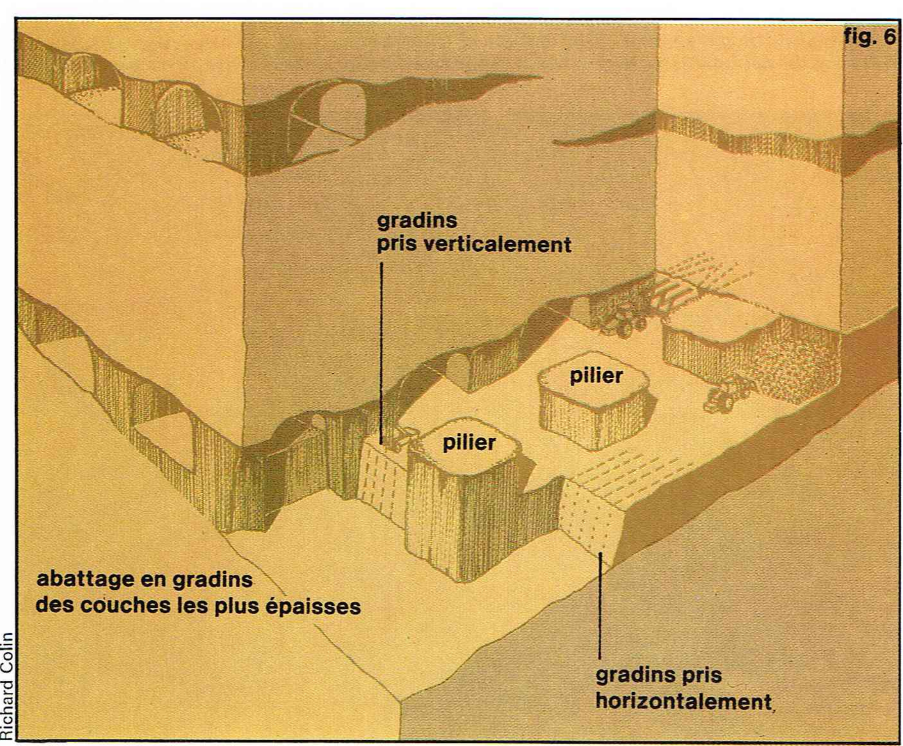
Une fois défini le taux de défruitement, qui ne donne que le rapport entre les dimensions des chambres et des piliers, il reste à définir les quatre grandeurs : longueur des piliers L, largeur des piliers *l*, largeur des chambres *g*, largeur des recoupes G, qui sont reliées à τ par :

$$1 - \tau = \frac{Ll}{(L + G)\ (l + g)}$$

Les largeurs de chambres et recoupes (galeries perpendiculaires aux chambres) sont déterminées par l'encombrement des matériels que l'on utilise et par l'aptitude des bancs du toit à rester stables. Les dimensions de piliers sont choisies aussi massives que possible, et on retient soit des carrés, soit des rectangles.

La difficulté d'application de ce calcul réside dans la détermination de la résistance R de la roche. On reviendra sur ce point dans le chapitre consacré à la mécanique des roches, en même temps qu'on critiquera l'hypothèse de répartition homogène de la charge. On peut toutefois retenir l'ordre de grandeur du taux de défruitement qui met en lumière l'un des défauts de la méthode d'exploitation par chambres et piliers : 60 % seulement du minerai est récupéré. L'autre défaut majeur de la méthode est que la stabilité à long terme de l'édifice ne peut que rarement être garantie, sauf en restreignant considérablement le taux de défruitement et la largeur des chambres, parce que les caractéristiques mécaniques des roches ne sont pas stables dans le temps. La formule met également en évidence que le taux de défruitement admissible diminue lorsque la profondeur du gisement s'accroît. En pratique, dans les roches sédimentaires de résistance moyenne, cette méthode ne peut dépasser 400 m de profondeur.

▼ *Figure 6 : exploitation par chambres et piliers d'un gisement horizontal épais.*



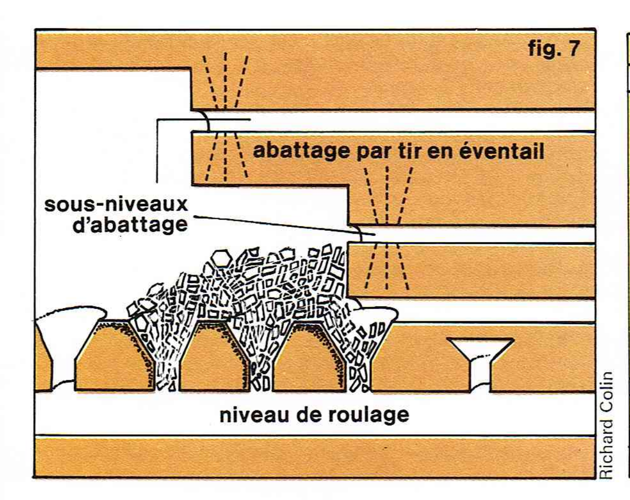
Cette méthode est cependant très utilisée, car c'est l'une des moins coûteuses, grâce au caractère systématique du découpage et à la possibilité d'utilisation d'engins mobiles à haute performance. Les rendements obtenus varient de 15 à 50 tonnes par homme poste, et les prix de revient de 15 à 30 F/t.

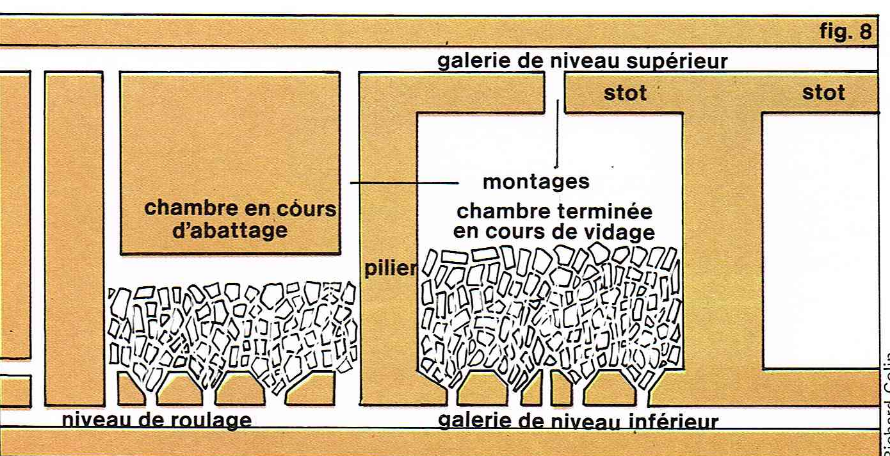
Lorsque les couches sont puissantes, ou encore dans les amas, cette même méthode par chambres vides est utilisée, mais on peut rarement abattre en une seule fois le minerai sur toute la hauteur voulue (de 10 à 50 m), et on cherche à réaliser des chambres de plus grande surface (20 m × 20 m). Lorsque la roche qui constitue le toit est compacte et stable, on peut commencer par exploiter une tranche immédiatement sous le toit par la méthode des piliers abandonnés. On approfondit ensuite chaque chambre en abattant des tranches successives par gradins comme à ciel ouvert, jusqu'à atteindre la profondeur désirée. D'où le nom de *carrière souterraine* parfois donné à cette méthode. L'abattage est aussi parfois réalisé par tranches verticales à partir de la tranche supérieure en forant des longs trous de mine sur toute la hauteur de la chambre ; cette technique a été récemment rendue possible par l'utilisation de marteaux-fond-de-trou qui donnent une très bonne précision dans la foration à grande longueur. Le minerai est alors récupéré par une galerie située à la base de la chambre, soit au fur et à mesure, soit suivant la méthode des chambres magasins (voir plus loin).

Les piliers doivent être calculés en tenant compte de leur élancement, ce qui n'était pas le cas précédemment, et ils nécessitent généralement un soutènement plus important. Dans certains cas, on évite ce problème en abandonnant des piliers très massifs, quitte à les réexploiter dans une phase ultérieure (*fig.* 6).

Quand le toit ne permet pas de réaliser l'ouverture de la chambre sur toute sa surface sans risque d'effondrement, on peut utiliser cette aptitude à l'effondrement en abattant le minerai par le bas, puis à partir de galeries d'accès transversales à différents *sous-niveaux*. On évite la présence de personnel dans la chambre en creusant préalablement à sa base des trémies qui débouchent sur une galerie située quelques mètres plus bas : le minerai s'écoule par ces trémies au fur et à mesure de son abattage (*fig.* 7).

La méthode des *chambres magasins* est dérivée des précédentes pour l'exploitation des amas ou des couches fortement pentées. Le minerai abattu est partiellement laissé en place dans la chambre, d'une part pour assurer un certain soutènement des parois verticales, et d'autre part pour servir de plancher de travail aux mineurs qui abattent le minerai par tranches horizontales successives en montant. En cours d'exploitation, on ne soutire que la quantité de minerai correspondant au foisonnement (une tonne de minerai en place occupe un volume **V** ;





▲ *A gauche, figure 7 : abattage par sous-niveaux en chambre vide. A droite, figure 8 : chambres magasins, coupe verticale ; la méthode des chambres magasins est utilisée pour l'exploitation des amas ou des couches fortement pentées.*

lorsqu'il est abattu, il foisonne et occupe un volume 1,6 V environ ; il suffit de soutirer 0,6 V pour maintenir le minerai entassé à une distance constante du front d'abattage), et ce n'est qu'après abattage de toute la chambre qu'on récupère le minerai restant. Cette méthode est utilisée lorsqu'une méthode par chambre vide normale n'est pas possible avec une tenue correcte des parois ; il faut toutefois être sûr que la déformation des terrains ne sera pas telle que le minerai abattu dans la chambre soit recomprimé et ne puisse plus s'écouler (*fig.* 8). La méthode d'abattage par longs trous signalée plus haut peut aussi être utilisée pour réaliser une chambre magasin, le soutirage intermédiaire étant limité au foisonnement.

Toutes les méthodes par chambre vide sont parmi les moins coûteuses, surtout lorsqu'on peut utiliser la technique des carrières souterraines. Les rendements peuvent dépasser 50 et atteindre 100 à 150 tonnes par homme poste. Au Canada, la moitié des mines souterraines utilise ces méthodes. Comme on l'a indiqué dans le cas des piliers abandonnés, elles présentent deux défauts majeurs : le défruitement du gisement est limité, à moins qu'on n'envisage la récupération ultérieure des piliers ; la stabilité à long terme n'est pas garantie, à moins qu'on ne remblaie systématiquement les vides après l'exploitation. Récupération de piliers et remblayage systématique seront réexaminés comme cas particuliers des autres méthodes d'exploitation.

Les méthodes avec foudroyage du toit (« caving »)

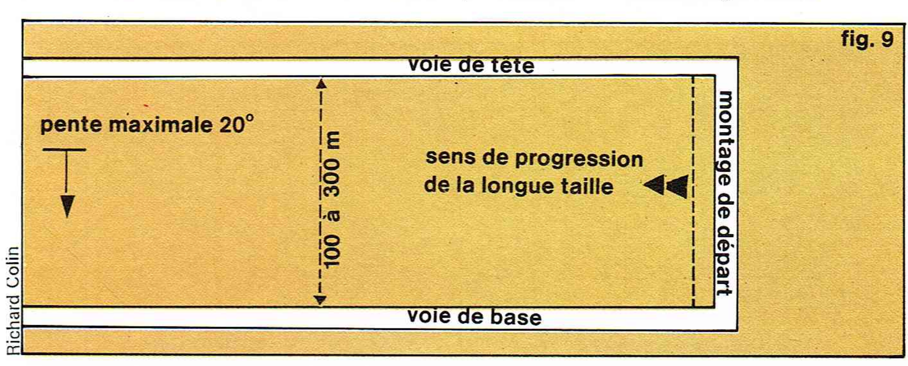
Lorsque la stabilité du toit de la chambre en exploitation ne peut être assurée même pendant la durée de cette exploitation, on préfère généralement provoquer le foudroyage de ce toit en le contrôlant et en ne maintenant ouverte que la partie strictement indispensable de la chambre grâce à un soutènement particulier. Comme les précédentes, ces méthodes s'appliquent aux gisements stratiformes minces ou épais et aux amas, avec des variantes adaptées à chaque cas.

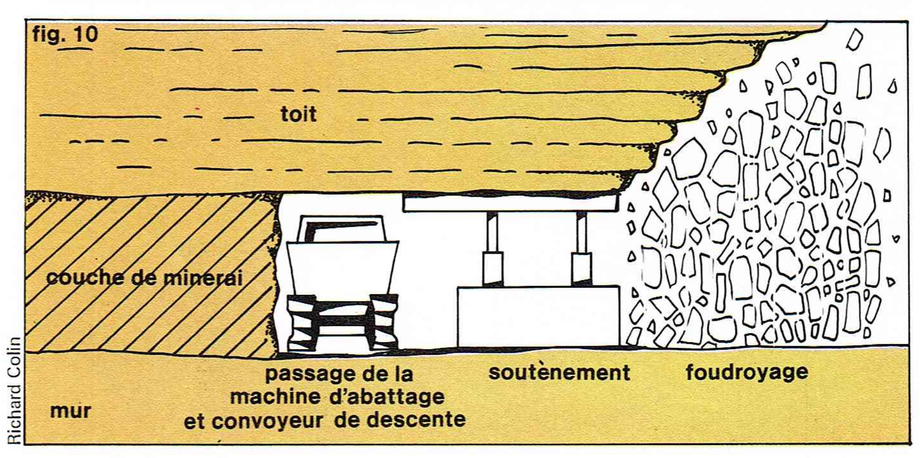
* Dans les *couches minces et peu pentées*, deux méthodes sont particulièrement répandues, la longue taille, qui utilise pour contrôler le foudroyage un soutènement artificiel hydraulique, et la méthode dite traçage et dépilage, qui utilise des piliers de minerai judicieusement disposés pour contrôler le toit.

● La *longue taille* est surtout utilisée dans les mines de charbon, mais elle tend à accroître son champ d'action dans tous les minerais assez fissurables pour être abattus mécaniquement. Le panneau à exploiter est limité par une voie de tête et une voie de base distantes de 100 à 300 m. Un montage a été creusé pour relier les deux galeries, et le chantier d'exploitation (appelé longue taille) consiste à élargir indéfiniment ce montage sur toute sa longueur, toujours du même côté. Selon que le front de taille progresse en direction du puits, ou au contraire en s'en éloignant, la taille est dite rabattante ou chassante. Dès que le chantier atteint une largeur de quelques mètres, le toit a tendance à s'écrouler. On protège par un soutènement robuste les 3 ou 4 mètres les plus proches du front, et on laisse s'écrouler le reste. Ce foudroyage en arrière du chantier doit être régulier et immédiat de manière à décharger le soutènement qui, autrement, serait rapidement écrasé. Ce soutènement est constitué de piles, ensembles de 4 à 6 étançons maintenus en pression entre toit et mur par un fluide sous pression. Dans l'intervalle ainsi soutenu, on peut mettre en place tout ce qui est nécessaire à l'abattage et à l'évacuation du charbon : la machine d'abattage est une haveuse (fraise de 0,60 à 1,20 m de diamètre et 0,80 m de profondeur) ou un rabot (couteau qui arrache un copeau de minerai) qui se déplacent d'un bout à l'autre de la taille en abattant le minerai par passes successives ; le minerai est évacué par glissement sur un couloir métallique sous l'action de raclettes également métalliques qui sont mises en mouvement par une chaîne sans fin ; le personnel (5 à 8 hommes) peut circuler soit à l'intérieur des piles, soit entre piles et convoyeur. Après chaque passe d'abattage, tout l'ensemble machine, convoyeur et piles est ripé vers le nouveau front, et le foudroyage se produit spontanément (*fig.* 9 et 10).

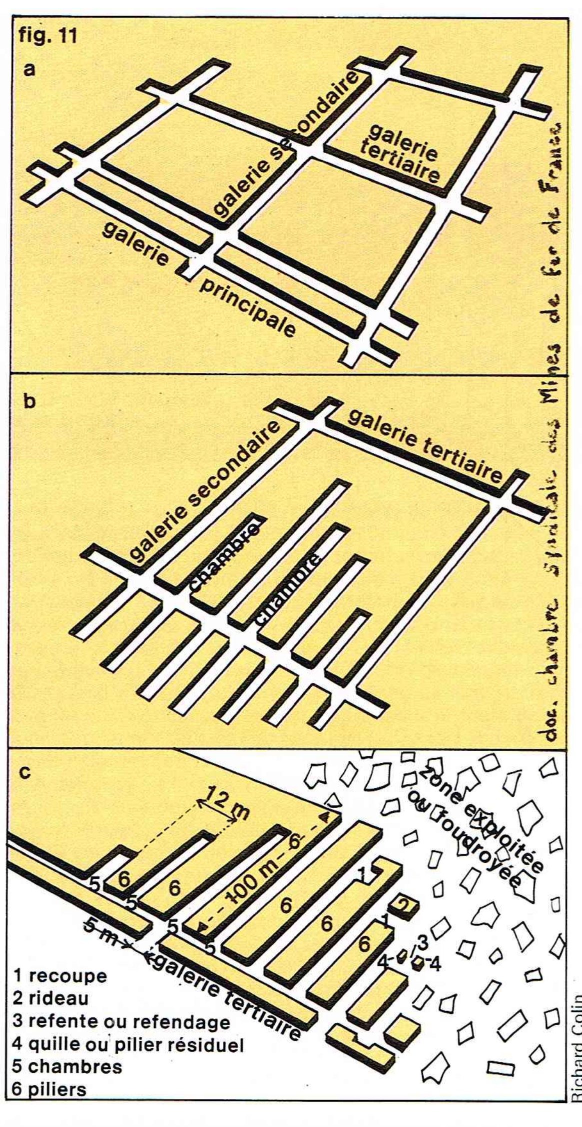
La longue taille exige un investissement coûteux en matériel et s'accommode mal des irrégularités de la couche. Par ailleurs, le soutènement doit être adapté à la nature des terrains du toit immédiat, ce qu'on ne sait pas toujours très bien faire. Lorsqu'un panneau est terminé, le démantèlement de la taille et le démarrage du chantier suivant immobilisent tout le matériel pendant plusieurs jours. Cette lourdeur est toutefois partiellement

▼ *En haut, figure 9 : schéma d'exploitation par longue taille en plateure (vue en plan). En bas, figure 10 : coupe schématique d'une longue taille.*

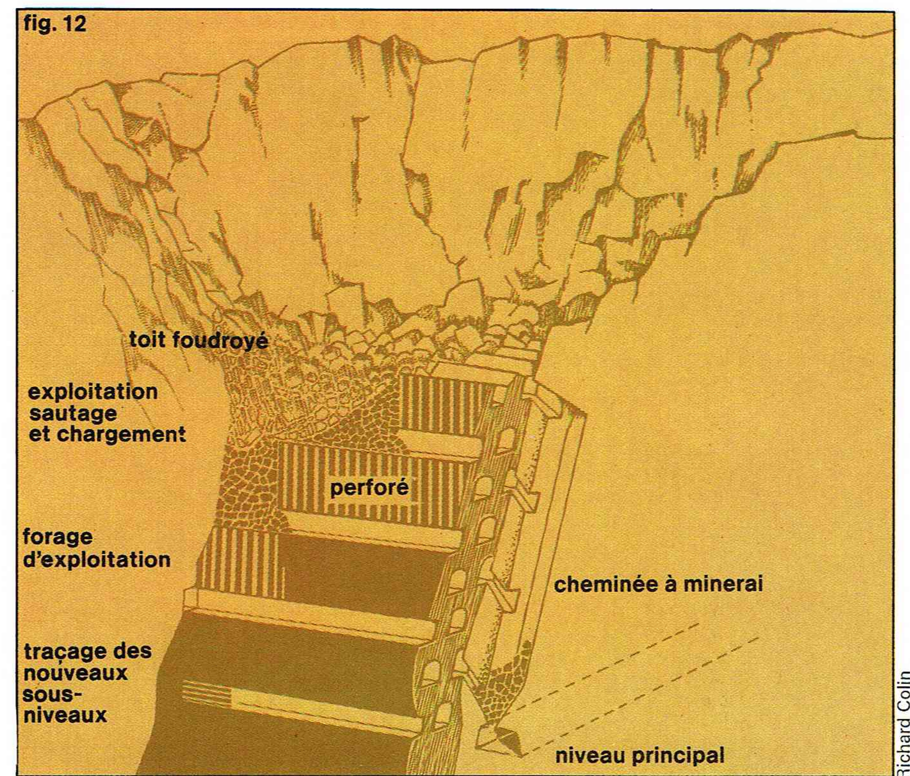




▶ *Figure 11 : exploitation par traçage et dépilage dans les mines de fer de Lorraine; a, découpage en panneaux; b, traçage des chambres; c, dépilage.*



▼ *Figure 12 : exploitation par sous-niveaux foudroyés.*



compensée par le débit très élevé du chantier en régime normal : jusqu'à 8 000 tonnes par jour pour un seul équipement.

La longue taille est bien adaptée à des puissances de couche comprises entre 1,5 m et 3,5 m. Au-dessous, les possibilités sont limitées par l'encombrement des machines d'abattage. Au-dessus, le soutènement par étançons voit son efficacité limitée par les risques de flambage et de basculement des piles. Il existe toutefois une adaptation de la méthode pour l'exploitation de couches épaisses de charbon dans les houillères françaises. La taille, de hauteur normale, progresse au mur de la couche. Les piles de soutènement ont été adaptées pour contenir le foudroyage; un élément mobile côté foudroyage permet de soutirer à la demande le charbon foudroyé sur un deuxième convoyeur. Cet équipement permet de récupérer 70 à 85 % du charbon dans des couches de 10 à 20 m de puissance.

● La *méthode par traçage et dépilage* est utilisée pour l'exploitation de couches de 2 à 8 m de puissance, peu pentées. Elle est particulièrement développée dans le gisement de fer de Lorraine. Le panneau à exploiter est délimité par deux faisceaux de galeries tertiaires, distants d'une centaine de mètres. Perpendiculairement à ces galeries de base, on creuse des chambres de 4 à 8 m de largeur qui laissent entre elles des piliers de 12 à 15 m d'épaisseur. C'est la phase *traçage*, au cours de laquelle on s'efforce de maintenir les fronts alignés sur une droite inclinée à 45° par rapport aux tertiaires (*fig.* 11).

Aussitôt qu'un traçage est terminé, on procède au *dépilage* du pilier voisin, qui comporte 4 opérations : creusement d'une recoupe de 6 à 8 m de largeur, qui laisse un rideau de 4 m le long du foudroyage, refente du rideau, amaigrissement des piliers résiduels, enfin torpillage des piliers, qui provoque le foudroyage d'une nouvelle tranche. Les différents fronts en dépilage sont maintenus strictement alignés pour des raisons de pression des terrains, ce qui contribue à l'appellation « chapeau de gendarme » de la méthode. Pendant toute l'exploitation, la protection du chantier est assurée par des piliers de minerai, avec un soutènement par boulonnage plus ou moins dense dans les chambres et recoupes.

Dans certains cas, chambres et recoupes ne sont pas creusées directement à la puissance totale de la couche, mais à 3 ou 4 mètres seulement. Ce n'est qu'au moment du percement de la refente qu'on abat en même temps la planche au toit, ou qu'on défonce la sole pour récupérer tout le minerai.

L'abattage est généralement effectué à l'explosif par volées successives, mais l'abattage mécanique par mineur continu est également possible.

Le succès de cette méthode repose sur la possibilité d'ouverture de chambres et de recoupes assez larges pour permettre le passage de gros engins : jumbos de foration et de boulonnage, chargeuses et camions. Elle ne doit pas être confondue avec la méthode des piliers abandonnés, même quand ceux-ci s'effondrent après l'exploitation. Le dépilage n'est possible en sécurité que parce que le traçage a été réalisé avec un faible taux de défruitement en conservant des piliers assez rigides pour assurer un foudroyage régulier.

Malgré les difficultés spécifiques des méthodes comportant une fissuration notable du toit (venues d'eau, problèmes de soutènement), la méthode de traçage et dépilage est pratiquement compétitive avec les méthodes par piliers abandonnés, dès lors que les terrains se foudroient régulièrement.

★ Les *amas* et *couches puissantes* peuvent être exploités par *tranches horizontales descendantes* foudroyées, ce qui signifie que chaque tranche passe sous le foudroyage de la tranche supérieure. Dans ce cas, on prend généralement la précaution de disposer sur la sole, avant le foudroyage, un plancher qui servira de toit à la tranche suivante. Cependant, une méthode plus commune est le *foudroyage par sous-niveaux* dans laquelle une tranche sur deux est exploitée normalement tandis que les tranches intermédiaires sont récupérées dans le foudroyage (*fig.* 12). Le *foudroyage en masse* se développe considérablement depuis que les chargeurs sont devenus très mobiles et capables de prendre de très gros blocs (1 m³ ou davantage). Cette méthode consiste à souscaver toute la surface d'un bloc de minerai qui peut avoir plusieurs dizaines de mètres de hauteur pour provoquer

son foudroyage en masse. D'abord appliquée sur des blocs de quelques dizaines de mètres de largeur (« block caving ») [*fig.* 13], la méthode est maintenant élargie à des panneaux entiers (« panel caving »).

La préparation consiste à creuser à la base du bloc une série d'entonnoirs qui canaliseront l'écoulement du minerai foudroyé, et, immédiatement au-dessus de ces entonnoirs, à dépiler une tranche de manière à amorcer le foudroyage. En cas de nécessité, des sous-niveaux sont aménagés pour tirer quelques coups de mine et faciliter le foudroyage. L'inconvénient de la méthode réside dans l'existence de gros blocs qu'il faut réduire avant transport, ou même qui bouchent les entonnoirs. Le pétardage de ces gros blocs est une opération dangereuse et coûteuse : l'accroissement de capacité des chargeuses sur pneus permet, en agrandissant les cheminées, de réduire sensiblement l'importance relative des blocs nécessitant un pétardage.

Cette méthode s'appliquant dans le cas où il n'est pas possible d'exploiter par chambres vides à cause d'une tenue insuffisante du toit, il est évident que les stériles qui surmontent le minerai sont foudroyés en même temps. Une surveillance de la nature des éboulis récupérés est donc nécessaire pour déterminer le moment où arrivent les stériles de recouvrement. Pour assurer une bonne récupération du minerai sans salissage excessif (10 à 30 %), il est nécessaire de programmer le soutirage aux différents points, ce qui permet une descente régulière de la limite entre minerai et stérile. Cette méthode, comme les méthodes par chambre vide, permet d'excellents rendements dès lors que le minerai se foudroie bien. C'est sur ce point que portent les recherches actuelles pour la développer.

Dans toutes les méthodes par foudroyage, les terrains de surface s'affaissent d'une hauteur à peu près égale à celle du minerai extrait. Ce fait limite le domaine d'utilisation du foudroyage aux zones désertes ou peu peuplées. Un contrôle des affaissements est toujours nécessaire et, en prenant quelques précautions, il est possible de foudroyer même sous des habitations. Le gros avantage de cette technique est qu'après deux ou trois ans les terrains foudroyés sont parfaitement stables et de nouveau aptes à l'urbanisation, ce qui ne peut être le cas pour les exploitations par piliers abandonnés.

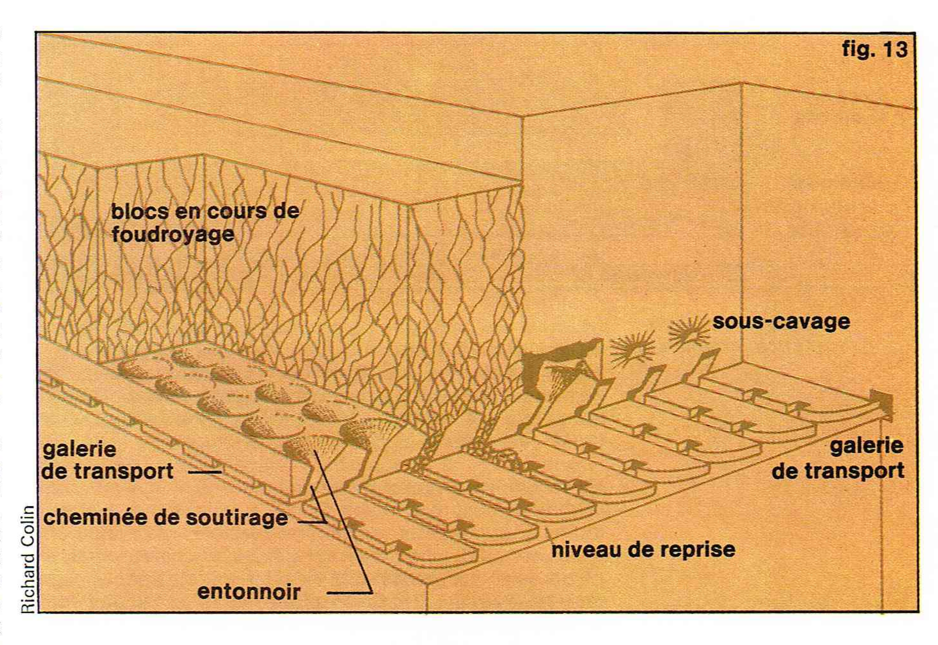
Les méthodes avec remblayage (« cut and fill »)

Lorsque la qualité des roches qui constituent le gisement n'est pas suffisante pour réaliser des chambres vides et lorsque leur structure ne garantit pas un foudroyage régulier, on est amené à supporter des parois de chambres pendant l'exploitation avec un remblayage systématique. Cette méthode est également utilisée dans certains cas où le foudroyage serait techniquement possible mais où l'on souhaite limiter la fissuration des bancs sus-jacents (en présence d'une nappe aquifère par exemple) et/ou les affaissements de surface (en zone urbaine notamment).

Le gisement filonien vertical ou très penté est le domaine d'application typique de la méthode des *tranches montantes remblayées*. Les couches en dressant d'épaisseur inférieure à 10 mètres sont aussi exploitées de cette manière. Dans cette méthode, on a découpé dans le gisement des panneaux de 100 à 300 m d'extension latérale, par creusement de montages. Le filon est attaqué à une dizaine de mètres au-dessus de la voie de niveau inférieure, par enlèvement d'une tranche horizontale. Lorsqu'une tranche horizontale de minerai est enlevée, on remplit le volume vide ainsi créé avec un remblai, et on commence l'exploitation d'une nouvelle tranche au-dessus de ce remblai. Le minerai est évacué vers le bas soit par les montages latéraux, soit par un montage central creusé au fur et à mesure de l'avancement de l'exploitation et noyé dans le remblai (*fig.* 14).

Par tranches successives, l'exploitation progresse vers le niveau supérieur. De même qu'à la base du panneau on a abandonné un *stot* pour protéger la voie de base, de même au sommet du panneau on laisse souvent un stot de quelques mètres pour protéger la voie de tête qui est utilisée pour l'accès du personnel, l'approvisionnement en matériel et en remblais, et la circulation de l'air.

Cette méthode, extrêmement courante en mine métallique (30 % des mines canadiennes souterraines l'utilisent sous le nom de « cut and fill »), comporte quelques variantes intéressantes. Lorsque la puissance du filon (ou de la couche) exploité autorise l'emploi d'engins de grande capacité, on est parfois amené à *consolider le remblai* devant servir de chemin de roulement au moins en surface en lui ajoutant une certaine proportion de ciment ou de tout autre liant hydraulique (cendres volantes des centrales thermiques). Dans quelques cas, on fait circuler les engins sur des flotteurs lorsque le remblai a été mis en place hydrauliquement et se comporte comme un fluide très visqueux.



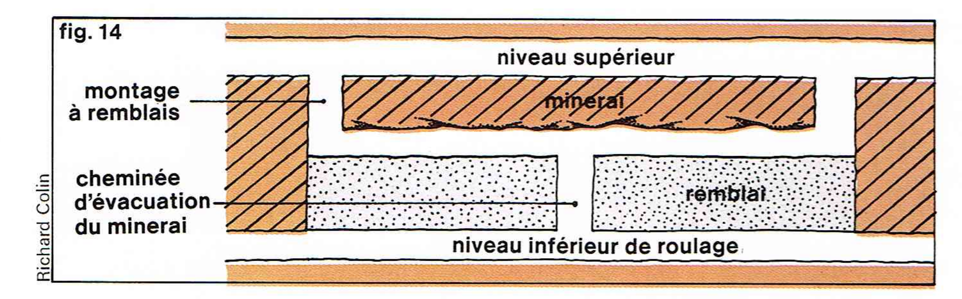
▲ ***Figure 13 : exploitation par blocs foudroyés.***

Dans les amas qui ne peuvent être exploités par les méthodes de chambre vide ou avec foudroyage, on utilise cette technique en juxtaposant sur le même niveau plusieurs tranches exploitées et remblayées successivement avant de passer au niveau supérieur. La mise en place des remblais peut alors exiger la pose de barrages provisoires. Une méthode de chambres et piliers abandonnés peut également être utilisée pour l'exploitation de chaque niveau. Les piliers sont ensuite noyés dans le remblai ; dans les amas de grande extension verticale (100 m et davantage), les piliers acquièrent aussi une très grande hauteur, d'où le nom de piliers colonnes (« post pillars ») donné à cette méthode utilisée dans quelques mines australiennes et américaines.

Un autre type de variante réside dans l'inversion du sens de progression de l'exploitation : après remblayage d'une tranche, on exploite la tranche située immédiatement *au-dessous*. Cette méthode des *tranches descendantes remblayées* (« under cut and fill ») est utilisée lorsque le minerai n'est pas assez consistant pour constituer un toit sûr pendant la durée de l'exploitation d'une tranche : on construit alors un toit artificiel plus facilement contrôlable ; ce toit peut être le remblai de la tranche précédente : il faut alors le soutenir avec un plafond de palplanches et un soutènement porteur ; on évite cette difficulté en rendant le remblai autoporteur par consolidation au ciment. Pour réduire le coût de cet additif, on en arrive à la *méthode descendante sous dalle* pratiquée en particulier dans les mines d'uranium du Limousin : au lieu de remblayer toute la tranche, on se contente de couler une dalle de béton de 0,40 à 1 m d'épaisseur pour servir de toit à la tranche inférieure.

On peut également utiliser le remblai dans l'exploitation par longue taille lorsqu'on souhaite éviter une trop grande fissuration des bancs au toit et limiter les affaissements en surface.

La méthode des *chambres charpentées*, dans laquelle un soutènement systématique en bois équarris et soigneusement assemblés est mis en place au fur et à mesure de l'exploitation, se rapproche des méthodes remblayées à la fois par la densité du soutènement et par le coût de mise en œuvre. Cette méthode est réservée aux cas très difficiles où la roche n'a qu'une très médiocre résistance et pour des minerais de très grande valeur (nickel au Canada). La chambre charpentée est en règle



▲ *Figure 14 : tranche montante remblayée.*

générale remblayée le plus rapidement possible pendant ou après l'exploitation.

Les méthodes avec remblayage sont toujours plus chères que les autres, la préparation, le transport et la mise en place du remblai constituant presque l'équivalent d'une deuxième exploitation.

La récupération des piliers

Lorsque la première phase de l'exploitation a abandonné des piliers en proportion notable, et lorsque les piliers sont riches, on envisage généralement leur récupération dans une deuxième phase. La méthode par traçage et dépilage prévoit cette récupération (c'est le dépilage) et organise la phase traçage en conséquence (disposition des piliers la plus favorable et faible taux de traçage). Lorsque cette récupération n'a pas été envisagée dès la première phase de l'exploitation, il faut le plus souvent mettre au point une méthode spécifique qui se rapproche plus ou moins des méthodes avec foudroyage ou avec remblayage.

Dans l'exploitation de minerai de fer de Meramec à Sullivan (Missouri), l'exploitation par chambres vides avait laissé des piliers massifs de 30 m × 30 m qui représentaient les 2/3 du minerai. Le niveau d'exploitation supérieur étant terminé, la récupération des piliers se fait par abattage de ces piliers en un seul tir, sur le niveau inférieur, et la récupération du minerai se fait par soutirage à la base. On espère ainsi récupérer la plus grande partie du minerai.

Dans d'autres cas, les chambres exploitées ont été remblayées (ou on les remblaie spécialement pour cela en ajoutant du ciment pour consolider le remblai), et on réexploite les piliers par une méthode de chambre vide dont les parois sont constituées par le remblai des chambres précédentes. Si ce remblai n'est pas suffisamment consolidé pour permettre la chambre vide (c'est le cas le plus fréquent), on peut exploiter par tranche montante remblayée ou, mieux, par tranche descendante sous remblai consolidé, ou encore par chambre charpentée.

La récupération des piliers exige donc le plus souvent une méthode chère et difficile à mettre en œuvre, contrepartie de l'intérêt économique des méthodes à piliers abandonnés.

Coût des méthodes d'exploitation

Lorsque le mineur peut choisir techniquement entre différentes méthodes d'exploitation, il lui importe évidemment de sélectionner celle qui permet le moindre coût. Le *tableau* VII résume les principales caractéristiques des méthodes décrites, y compris l'ordre de grandeur des coûts d'extraction auxquels on peut s'attendre. On retiendra que ce coût double quand on passe d'une catégorie de méthodes à la suivante, dans l'ordre : ciel ouvert — chambres vides — chambres magasins — foudroyages — remblayages — chambres charpentées.

Les techniques de l'exploitation souterraine

Les techniques mises en œuvre dans l'exploitation souterraine pour accéder au gisement, abattre le minerai, le charger et le transporter jusqu'à l'usine de traitement ne sont pas véritablement spécifiques. Ces mêmes problèmes se retrouvent dans les mines à ciel ouvert, mais aussi sur les chantiers de travaux publics, la différence essentielle résidant dans les conditions de mise en œuvre qui imposent des machines de dimensions plus modestes en souterrain et certains aménagements de détail.

La seule technique réellement caractéristique du souterrain est le soutènement des ouvrages et le contrôle du toit des chambres et galeries qui exigent la connaissance des mécanismes de déformation de la roche : la mécanique des roches s'est développée récemment pour étudier le comportement des édifices rocheux soumis à divers types de contraintes.

La mécanique des roches

La mécanique des roches n'est pas une technique minière mais « l'art de concevoir et de réaliser des ouvrages dans les masses rocheuses », c'est-à-dire la base scientifique des méthodes d'exploitation.

A la différence des autres constructeurs, le mécanicien des roches n'a pas le choix de son matériau : celui-ci lui est imposé par la nature et les lois qui gouvernent son comportement sont encore mal connues. De ce fait, les études sont orientées sur l'analyse du comportement du

▼ *Tableau VII : caractéristiques des méthodes d'exploitation minière et ordre de grandeur des coûts d'extraction.*

Tableau VII

Caractéristiques des méthodes d'exploitation minière et ordre de grandeur des coûts d'extraction

Méthodes	Conditions d'utilisation	Taux de récupération du gisement	Sélectivité	Fourchette de coûts par tonne
Ciel ouvert	profondeur, valeur minerai	100	possible	de matériau* 2 à 5
Carrières souterraines	roche saine	60	peu	de minerai : 5 à 20
Piliers abandonnés	couche, toit et mur résistants	60	oui	10 à 30
Chambres magasins	épontes peu déformables	80	non	20 à 60
Longue taille foudroyée	régularité de couche	80	non	40 à 100
Traçage et dépilage	aptitude au foudroyage du toit	80	non	20 à 100
Foudroyage en masse	roche fissurée en masse	90	salissage	30 à 100
Tranches montantes remblayées	filons et couches verticaux	90	oui	50 à 150
Tranches descendantes sous remblai consolidé	épontes résistantes, minerai de mauvaise tenue	90	oui	70 à 200
Chambres charpentées	roche de très mauvaise tenue	100	peu	150 à 250

* En francs 1977 par tonne; prix de revient amortissements techniques compris minerai extrait au carreau.

massif rocheux, la mise au point de modèles qui permettent de prévoir la stabilité des édifices, la définition et la mesure de caractéristiques de déformation des roches, soit au laboratoire, soit *in situ*.

Le comportement des massifs rocheux

Pratiquement, aucune roche n'est exempte de *défauts de structure* importants : depuis les diaclases et joints de grains qui sont des hétérogénéités au niveau des minéraux élémentaires, jusqu'aux failles qui peuvent avoir des rejets de plusieurs mètres ou dizaines de mètres, en passant par les fissures et fractures dont l'épaisseur est comprise entre le dixième de millimètre et dix centimètres, toute cette gamme de discontinuités interdit de considérer la roche comme un matériau continu *stricto sensu*. Par ailleurs, beaucoup de roches sont litées, c'est-à-dire composées d'un empilement de strates plus ou moins différenciées et régulières dues soit à l'origine sédimentaire du dépôt, soit à des manifestations tectoniques ou orogéniques. Il en résulte une *anisotropie* marquée de toutes les caractéristiques qu'on peut définir : une roche est plus *déformable* lorsqu'elle est sollicitée perpendiculairement à son plan de litage que dans toute autre direction.

La dimension des hétérogénéités et leurs orientations ont des conséquences très importantes sur le comportement des roches ; en particulier, leur résistance est soumise à un *effet d'échelle :* plus le volume considéré est important, plus il a de chances de comporter des discontinuités de grande dimension, et plus sa résistance est faible. Les caractéristiques mesurées sur des échantillons de quelques décimètres au laboratoire ne sont donc pas directement utilisables pour qualifier les comportements à l'échelle des édifices réels.

En fait, dans beaucoup de cas (gradins de ciel ouvert, chambres en exploitation), la stabilité s'apparente davantage à celle d'un *amoncellement de blocs* plus ou moins imbriqués qu'à celle d'un milieu continu : la déformabilité dépend alors surtout des possibilités de glissement des blocs les uns par rapport aux autres.

La *présence d'eau* dans les roches vient encore perturber leur comportement à court et à long terme : la présence d'eau dans la matrice rocheuse diminue la résistance globale du massif en lubrifiant les joints et fissures, et éventuellement en élargissant les fissures sous l'effet de la pression. Certaines roches, tels le sel, le gypse, les calcaires, sont pratiquement détruites par solubilisation ; d'autres sont altérées de manière temporaire (les marnes humidifiées deviennent de la boue qui peut être de nouveau solidifiée si l'eau disparaît) ou définitive (altération des feldspaths en argile, formation de latérites). Enfin, la circulation de l'eau induit des contraintes qui s'ajoutent aux contraintes naturelles dues à la gravité. Ces dernières ne sont d'ailleurs généralement pas celles qu'on pourrait prévoir en appliquant les lois de la mécanique des milieux continus (élasticité), surtout à grande profondeur. Avant tout creusement dans la roche, si le massif rocheux n'était soumis à aucune perturbation orogénique, les contraintes en un point quelconque devraient être : une compression verticale égale au poids des terrains sus-jacents ; une compression transversale égale à une certaine proportion (voisine de 1/3, en tout cas inférieure à 1) de la contrainte verticale. Or on observe souvent que la compression verticale est différente du poids des terrains (en particulier lorsque la topographie de surface est tourmentée) et que la compression transversale en est une proportion très variable (de 0 à 2 ou 3).

L'alternance de bancs rocheux ayant des déformabilités différentes crée en outre, au contact entre ces bancs, des contraintes spécifiques qui contribuent à l'affaiblissement du massif dans son ensemble.

Le comportement des massifs rocheux est donc extrêmement complexe et nécessiterait l'établissement de lois spécifiques. A défaut de ces lois, on s'efforce d'utiliser les outils existants, essentiellement la mécanique des milieux continus (élasticité et plasticité) et l'expérience accumulée par les hommes de l'art.

Les modèles de comportement des roches

Pour prévoir le comportement d'un édifice rocheux quelconque, on peut établir soit des modèles physiques, soit des modèles mathématiques.

Le problème général à résoudre est le suivant : des forces extérieures sont appliquées sur une structure ; il en résulte des déformations et des contraintes dans cette structure ; en comparant ces contraintes à un critère de stabilité préalablement défini, on peut déterminer si, oui ou non, la structure est stable. Ce problème peut être entièrement résolu si l'on connaît parfaitement : le système des forces extérieures ; les modalités de réponse des différentes parties de la structure à ces perturbations ; un critère de stabilité (ou, à la limite, de rupture) de ce type de structure. Établir un modèle consiste à choisir un mode de représentation particulier pour chacun de ces trois éléments. Ce modèle sera d'autant meilleur que la représentation sera plus proche de la réalité.

Les *modèles physiques* sont des maquettes à échelle réduite sur lesquelles on simule les perturbations que l'on pense devoir s'appliquer sur l'édifice réel. Le respect des conditions de similitude peut poser des problèmes difficiles, en particulier dans la représentation des forces de gravité : si on utilise le matériau réel, la pesanteur doit être artificiellement accrue dans la proportion inverse du rapport de réduction de la maquette ; cette difficulté conduit le plus souvent à utiliser un matériau différent du matériau réel pour conserver la gravité naturelle. Quoi qu'il en soit, les maquettes présentent le grand intérêt de visualiser les phénomènes, ce qui est particulièrement précieux pour la connaissance des mécanismes de rupture des roches.

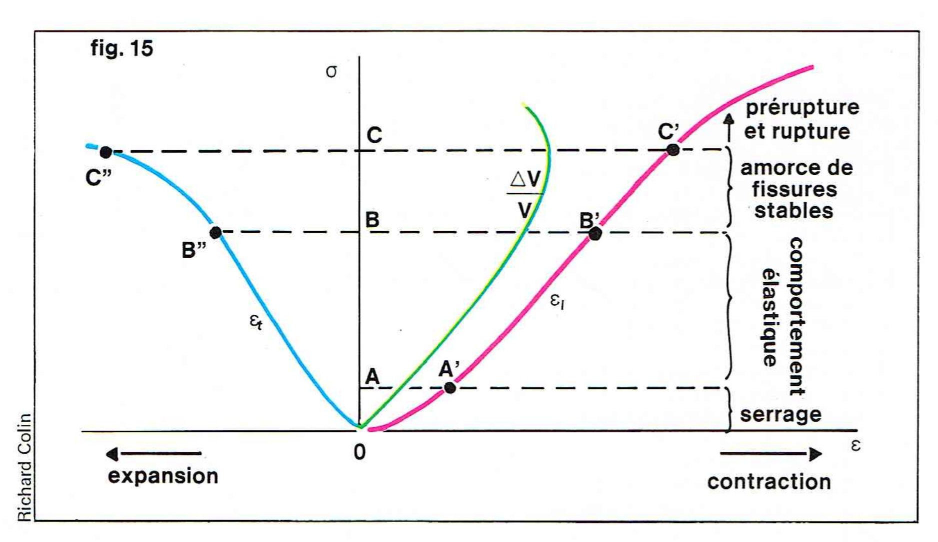
Les *modèles mathématiques* sont fondés sur les lois admises de la mécanique des milieux continus. On écrit les différentes équations qui sont censées reproduire le comportement du matériau (équations de Lamé-Clapeyron), et on s'efforce de les résoudre soit analytiquement, soit le plus souvent par des méthodes numériques. Les systèmes d'équations différentielles auxquelles on aboutit nécessitent, pour être résolus, la connaissance des conditions aux limites du modèle et, bien entendu, la connaissance des caractéristiques de déformabilité : E, coefficient de Poisson ν, résistances à la compression et à la traction ou, mieux, courbe intrinsèque du matériau. Dans quelques cas simples, une solution analytique est possible, mais le plus souvent ce n'est que par des méthodes numériques qu'on peut obtenir une solution approchée.

Les méthodes numériques ont pris une importance considérable avec le développement des ordinateurs de calcul. Certaines se limitent à la résolution du système d'équations différentielles par une technique de « différences finies » (les éléments différentiels, au lieu d'être considérés comme infiniment petits, sont rendus finis, et le problème se ramène à la solution d'un système d'équations linéaires). Les méthodes les plus répandues modifient le modèle initial de la structure en le discrétisant : la structure continue (ou pseudo-continue) est fictivement découpée en un nombre fini d'éléments raccordés entre eux en un nombre N de nœuds. Les forces agissant sur la structure sont réduites à N forces nodales, et la déformation de l'ensemble induit N déplacements nodaux. On peut démontrer dans le cas de l'élasticité qu'il existe une relation linéaire entre force et déplacement, le coefficient de proportionnalité étant la « raideur » de la structure qui est une fonction connue des caractéristiques du matériau.

Le système d'équations différentielles habituel est alors remplacé par un système linéaire de 3 N équations à 3 N inconnues (N peut être de l'ordre de 300). La résolution de ce système donne les déplacements des nœuds, à partir desquels on peut remonter aux déformations et aux contraintes. Le champ de contraintes étant défini, la confrontation avec la courbe intrinsèque du matériau permet de juger de la stabilité.

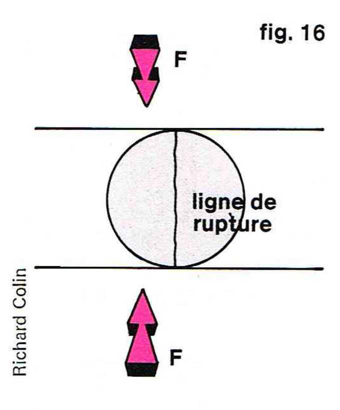
Les lois de comportement plus complexes que l'élasticité (plasticité, visco-élasticité) peuvent être introduites de la même manière, ainsi que les lois de propagation d'ondes : cependant, la solution des équations correspondantes exige un grand nombre d'itérations, ce qui soulève d'importantes difficultés de précision, de convergence des solutions et de temps de calcul.

Les limites de ces modèles sont apparentes : les modèles physiques ont l'avantage d'une certaine cohérence, puisque le matériau choisi réagit réellement aux sollicitations extérieures, et on peut observer ses limites réelles de stabilité ; mais la difficulté réside dans le choix

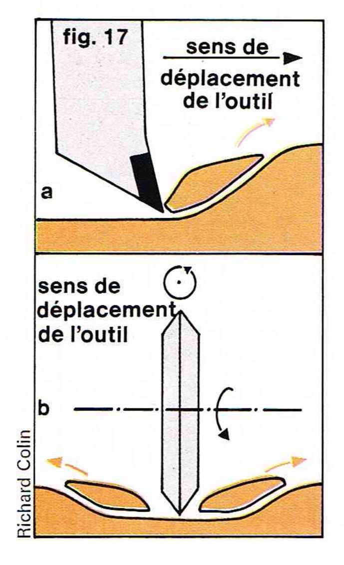


▲ *Figure 15 : courbes de déformation d'une éprouvette de roche sous compression simple : déformation longitudinale* ε_l, *déformation transversale* ε_t, *déformation en volume* $\Delta V/V$.

▼ *Figure 16 : mesure de résistance en traction par l'« essai brésilien ».*



▼ *Figure 17 : modes de travail du pic* (a) *et de la molette* (b).



du matériau « équivalent » et des forces extérieures « équivalentes » aux forces réelles. On en tire cependant des indications qualitatives intéressantes. Les modèles mathématiques sont limités par la faible aptitude des formules mathématiques à représenter des phénomènes complexes : ni les réactions internes de la structure, ni les critères de stabilité réels ne peuvent être simplement formalisés. Ces modèles sont toutefois très précieux, car ils permettent de déterminer les parties de la structure dans lesquelles le champ de contraintes peut devenir défavorable.

Les caractéristiques de déformabilité des roches

Les principales « caractéristiques » auxquelles on s'intéresse sont celles qui définissent le comportement élastique (réaction de la structure rocheuse à des perturbations extérieures) et celles qui définissent la limite de stabilité (critère de rupture).

Le *module de déformabilité* est obtenu à partir d'un essai de compression simple sur une éprouvette de roche représentative du massif rocheux étudié. L'éprouvette est en général un cylindre de 5 à 10 cm de diamètre et de hauteur double de ce diamètre que l'on comprime progressivement entre les plateaux d'une presse. Le report sur un graphique des valeurs de la contrainte et des valeurs correspondantes de la déformation longitudinale de l'éprouvette donne la courbe effort-déformation. La pente de la partie linéaire est le module cherché E. On note à cette occasion que la roche n'a pas un comportement élastique (la courbe serait une droite passant à l'origine). Il y a presque toujours une période de serrage au début de la compression (OA) correspondant à la fermeture des fissures et microfissures. Ensuite, dans un certain domaine (AB), la courbe est à peu près linéaire, puis, au-delà, elle s'incurve de nouveau, jusqu'à la rupture (BC). En même temps, on peut mesurer les déformations transversales et constater de la même manière une zone linéaire qui se termine au point D. Le rapport des pentes de AB et OD définit le *coefficient de Poisson* ν (*fig.* 15).

Cette même courbe permet de définir la *résistance en compression instantanée* R_c, qui est la contrainte provoquant la rupture immédiate, et la *limite élastique*, qui est soit R_L correspondant à l'élasticité longitudinale, soit R_T correspondant à l'élasticité transversale.

La justification du choix de ces limites élastiques réside dans l'observation du comportement différé des roches soumises à une compression pendant un temps assez long. Si cette compression permanente est inférieure à R_T, la déformation croît quelque temps, puis se stabilise. Si la compression est supérieure à R_T mais inférieure à R_L, la déformation se poursuit indéfiniment jusqu'à la rupture qui intervient dans un délai fini, mais difficile à préciser. Enfin, si la compression est supérieure à R_L, la rupture de l'éprouvette par écrasement est imminente.

Dans le cas des exploitations par piliers abandonnés, où l'on cherche à garantir une stabilité à long terme, il ne faut pas charger la roche au-delà de R_T. Et, de plus, pour tenir compte de la dispersion du phénomène (une deuxième éprouvette prélevée dans le même bloc de roche donne des résultats différents), on est amené à prendre pour résistance ultime non pas R_T mais une valeur inférieure qui dépend de l'importance de la dispersion. En pratique, l'expérience montre que les taux de défruitement peuvent être déterminés à peu près correctement en prenant pour résistance ultime $R_T - \sigma_{R_T}$ (σ_{R_T} étant l'écart-type de la distribution de R_T).

Si l'on se contente encore parfois de la méthode de calcul simplifiée indiquée au chapitre des *Méthodes d'exploitation*, on adopte le plus souvent une méthode plus élaborée : on construit sur le papier un modèle représentant l'exploitation par piliers abandonnés d'une certaine dimension par un assemblage d'éléments finis. Le calcul permet de prévoir — avec les hypothèses retenues pour le comportement de la roche, élasticité par exemple — la valeur des contraintes et déformations en tout point des piliers, du toit et du mur. En choisissant un critère de stabilité judicieux, on peut déterminer si la dimension choisie permet de garantir la stabilité. Dans la négative, on modifie les dimensions des piliers et chambres, et on refait le maillage d'éléments finis jusqu'à obtenir une structure stable.

Dans le cas des exploitations par traçage et dépilage, où la durée de vie des rideaux et piliers résiduels est limitée, on se place dans le cas où la contrainte est comprise entre R_T et R_L : si l'on ne torpillait pas les piliers résiduels, ils finiraient par être écrasés.

L'examen de ces courbes de déformation différée permet aussi de fonder certaines méthodes de contrôle de la stabilité. Dans une exploitation par piliers abandonnés où l'on craint un écrasement des piliers, on peut mesurer les déformations des piliers, avec une grande précision. Ces piliers ne pourront être considérés comme stables que si la courbe qui traduit l'évolution de leur hauteur ressemble à la courbe de stabilité du graphique.

La détermination d'une courbe intrinsèque pour une roche donnée s'effectue de façon classique en soumettant des éprouvettes de roches à un champ de contraintes triaxial dans des cellules spéciales. Les cercles de Mohr limites correspondant à la rupture sous étreinte latérale permettent la construction point par point de cette courbe intrinsèque. Là encore, on est gêné par l'hétérogénéité des massifs rocheux et la dispersion consécutive des résultats de mesure. De nouvelles méthodes sont en cours de développement pour déterminer toute la courbe intrinsèque sur une seule éprouvette, ce qui devrait donner des résultats plus cohérents.

La *résistance à la traction* des roches est toujours faible (environ 10 fois inférieure à la résistance à la compression instantanée). Ce « défaut », qui limite la stabilité des excavations, est par contre utilisé de façon systématique pour l'abattage et la comminution des roches. La résistance à la traction est mesurée le plus souvent par l'*essai brésilien*, qui consiste à écraser un cylindre de roche en le soumettant à une compression le long d'une génératrice, ce qui crée une traction indirecte sur le plan diamétral. Le cylindre se brise selon ce plan, et on montre que la résistance en traction R_t *dans ce plan diamétral* est liée à la force F qui provoque la rupture par (*fig.* 16) :

$$R_t = \frac{2}{\pi}\frac{F}{Dh}$$

avec : D = diamètre de l'éprouvette ; h = longueur de l'éprouvette.

Cette mesure donne une valeur par excès de la résistance en traction parce qu'une roche soumise à une traction directe se brise toujours dans la section la plus faible, alors que, dans l'essai brésilien, on l'oblige à se briser suivant un plan donné.

Toutes ces caractéristiques sont mesurées en laboratoire, donc sur des éprouvettes de dimension réduite qui constituent un échantillon plus ou moins représentatif du massif rocheux. Certaines mesures peuvent aussi être effectuées *in situ* soit ponctuellement, soit à grande échelle. Ainsi, l'*essai à la plaque*, qui consiste à appliquer avec une force connue une plaque rigide sur une zone plane du massif rocheux, et à mesurer l'enfoncement de cette plaque, permet d'estimer le module de déformabilité E. D'autres techniques permettent d'accéder aux contraintes à l'intérieur du massif rocheux en mesurant les déformations, par exemple au fond d'un trou circulaire.

Le rôle de la mécanique des roches dans la mine

Parfois confondue avec la géologie dans la mesure où cette discipline apporte des informations sur la structure des terrains, la mécanique des roches s'en distingue toutefois par la possibilité qu'elle a de répéter les expériences. C'est aussi une science plus jeune, puisqu'elle n'a pris de l'importance en tant que telle que depuis deux décennies. Beaucoup reste à faire pour arriver à décrire le comportement des roches, mais, dans l'état actuel, on peut estimer que la mécanique des roches est indispensable pour résoudre certains problèmes tels que :

— la stabilité des gradins de ciel ouvert (choix de l'inclinaison et de la hauteur) ;

— la stabilité des exploitations par piliers abandonnés et plus généralement par chambres vides;

— le calcul de certains soutènements;

— l'étude de stabilité des chambres remblayées avec différents types de remblais;

— l'étude de stabilité de certaines structures particulières, tels les carrefours de galeries ou les stots de protection.

L'abattage des roches

L'abattage des roches, c'est-à-dire la déconsolidation des massifs rocheux pour en extraire des blocs de dimensions compatibles avec les engins de chargement, de transport et de traitement, est le plus souvent effectué soit directement par des machines, soit en utilisant des explosifs. Dans ce dernier cas, il est nécessaire de forer des trous au préalable pour y introduire les charges d'explosif suivant un schéma déterminé.

L'abattage mécanique

Le pic du mineur est l'ancêtre de tous les moyens d'abattage mécanique qui sont constitués de machines rotatives garnies d'outils qui tour à tour entrent en contact avec la roche pour la briser.

Deux types d'outils sont couramment utilisés : le pic et la molette (*fig.* 17). Le *pic* se déplace sur la roche à une vitesse de quelques mètres par seconde en creusant une saignée devant lui. Il périt par choc ou par usure lorsque la roche devient trop dure, ou hétérogène ou abrasive. La *molette* est un disque qui roule librement sur la roche à laquelle il est appliqué par une forte pression : la roche éclate de part et d'autre de la saignée ainsi creusée. Le passage répété de ces outils sur la roche en suivant des trajectoires bien définies en provoque la destruction progressive.

* *Les outils*. Trois types de pics sont couramment utilisés (*fig.* 18) :

— Le *pic à plaquette*, de section rectangulaire, pour les roches tendres. La plaquette de carbure de tungstène protège le corps de l'outil, qui s'userait très vite dans les roches abrasives.

— Le *pic à bâtonnet*, de section rectangulaire, dans les roches comportant des insertions dures, ou dans des roches tenaces.

— Le *pic conique*, de section circulaire, qui concentre les efforts sur la pointe de l'outil. Il est adapté aux roches dures, mais fragiles. Il ne peut pourtant être utilisé dans les roches tenaces, où il s'échauffe beaucoup trop. Il est libre de tourner autour de son axe. L'usure est donc théoriquement la même en tout point du cône et conserve à l'outil sa forme initiale. On le rencontre de ce fait sous la dénomination de « pic auto-affûtant ».

Tous ces pics se définissent par l'angle d'attaque (α) toujours faible, l'angle de dégagement ou de dépouille (γ) supérieur à 7° et l'angle d'outil ($2\ \theta$) qui est le complément des deux précédents (*fig.* 19).

De même, trois types de molettes sont utilisés :

— La *molette à disque* (Disc Cutter), la plus courante, qui se compose d'un ou plusieurs anneaux de carbure sertis sur un roulement. Elle se définit par son diamètre (compris entre 150 et 300 mm) et son angle de coupe (compris entre 60° et 105°).

— La *molette à denture axiale* (Roller Cutter), qui se présente sous la forme d'un engrenage tronconique monté sur roulement. Le processus d'abattage est moins continu, le départ d'éclats correspondant à la pénétration de chaque dent dans la roche. Elle est utilisée principalement pour les sondages pétroliers à grande profondeur. On la rencontre parfois près de l'axe de rotation des tunneliers, là où le rayon de courbure est trop faible pour permettre l'utilisation de molettes à disque.

— La *molette à picots* (Button Cutter), qui est un cylindre (ou un tronc de cône) serti de petites billes de carbure de tungstène; il s'agit essentiellement d'un outil de broyage, utilisé là où les autres types de molettes échouent. On la rencontre uniquement au centre des tunneliers.

Les machines à pics sont très souvent utilisées dans la mine, tandis que les machines à molettes sont cantonnées dans le creusement des galeries d'infrastructure et surtout de tunnels pour les travaux publics.

* *Les machines d'abattage*. Elles sont utilisées dans la mine pour le creusement de galeries (ou de montages) et pour l'abattage en taille essentiellement du charbon et de la potasse. Dans ce cas, il s'agit de rabots ou de haveuses.

— Le *rabot* est un socle équipé de gros pics qui agit comme le rabot du menuisier. Il est halé par une chaîne et glisse sur le convoyeur à une vitesse comprise entre 0,5 et 3 m/s. Parallèlement, des vérins pousseurs le plaquent contre le front par l'intermédiaire du convoyeur. A chaque passe, il abat une épaisseur de 3 à 10 cm sur toute la longueur du front. Le rabot ne comporte aucun élément moteur. Il est entièrement solidaire de la chaîne qui est elle-même tractée par deux moteurs installés aux extrémités de taille. Le rabot est limité dans son domaine d'emploi aux roches fissurées, peu cohérentes. En pratique, il est utilisé presque exclusivement dans le charbon. En outre, les risques de basculement limitent sa hauteur à 1,10 m environ.

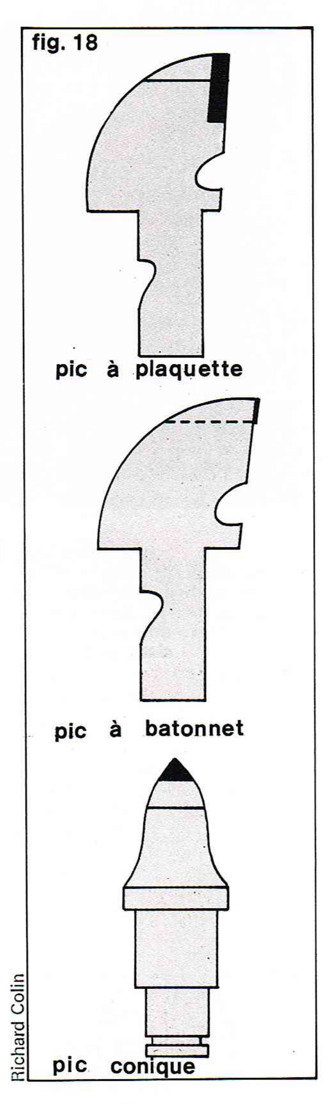
— La *haveuse* est un ensemble comportant un ou deux tambours de 1,5 m à 2 m de diamètre équipés de pics tournant à une vitesse de 20 à 50 tr/mn. Elle glisse ou roule sur le convoyeur à une vitesse de 1 à 3 m/mn en se halant soit sur une chaîne tendue entre les extrémités de taille, soit sur une poutre solidaire du convoyeur (système des mains pinçantes). Dans chacun de ces cas, l'élément moteur des tambours et de la traction est incorporé à la haveuse. La puissance installée atteint 600 à 800 kW. A chaque passe, la haveuse abat une épaisseur voisine de la largeur du tambour (600 à 800 mm en pratique). Son encombrement la fait utiliser dans des couches de puissance supérieure à 1,60 m et jusqu'à 5 mètres. La haveuse peut abattre toute roche ni trop hétérogène, ni trop abrasive. Elle est limitée par la tension maximale que peut supporter la chaîne de halage.

Pour le creusement des galeries, on trouve deux types de machines : les mineurs continus à attaque ponctuelle et les tunneliers, à attaque globale, plutôt réservés aux chantiers de travaux publics, mais adaptables à certains chantiers miniers.

— Dans les *mineurs continus*, l'abattage est réalisé par un tambour équipé de pics, fixé au bout d'un bras mobile. L'ensemble est porté par un châssis monté sur chenilles, et mû par une série de moteurs électriques. L'axe de la tête mobile de coupe peut être directement dans l'axe du bras ou perpendiculaire à cet axe. Dans le second cas, les efforts de coupe sont en partie encaissés par le poids de la machine, ce qui en accroît la stabilité. Les puissances disponibles sur la tête sont couramment de 100 kW, elles varient cependant entre 30 kW pour les plus petites et 350 kW pour les plus grosses. Le poids des mineurs continus se situe entre 5 et 70 tonnes. La puissance de coupe des machines à attaque ponctuelle est limitée par leur stabilité. Elles abattent difficilement une roche dure, s'inclinent toujours devant une roche hétérogène.

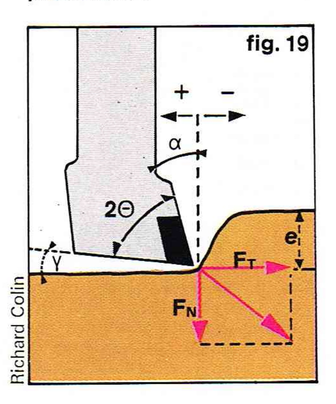
— Les *tunneliers* comportent un plateau circulaire garni de molettes qui a les dimensions de la galerie à creuser. De ce fait, ils sont surtout adaptés au creusement de longues galeries à peu près rectilignes ne nécessitant pas de changement de section. Dans la mine, ce peut être le cas de certaines galeries principales, en particulier les travers bancs, mais c'est surtout le cas des puits verticaux ou des montages entre étages.

Sur les tunneliers utilisés pour le *creusement de travers bancs*, la tête d'abattage est constituée d'un plateau tournant à une vitesse de 0 à 6 tr/mn, équipé de molettes. L'effort de poussée est beaucoup plus important que pour les machines à pics (environ 700 t contre 30 à 50 t); il est obtenu en ancrant la machine sur les parois de la galerie à l'aide de patins. La combinaison de patins d'ancrage, de patins d'appui, et de vérins à double effet,



▲ ***Figure 18 : différents types de pics.***

▼ ***Figure 19; caractéristiques du travail d'un pic : un pic se définit par l'angle d'attaque α, l'angle de dégagement γ et l'angle d'outil $2\ \theta$, complément des deux précédents.***



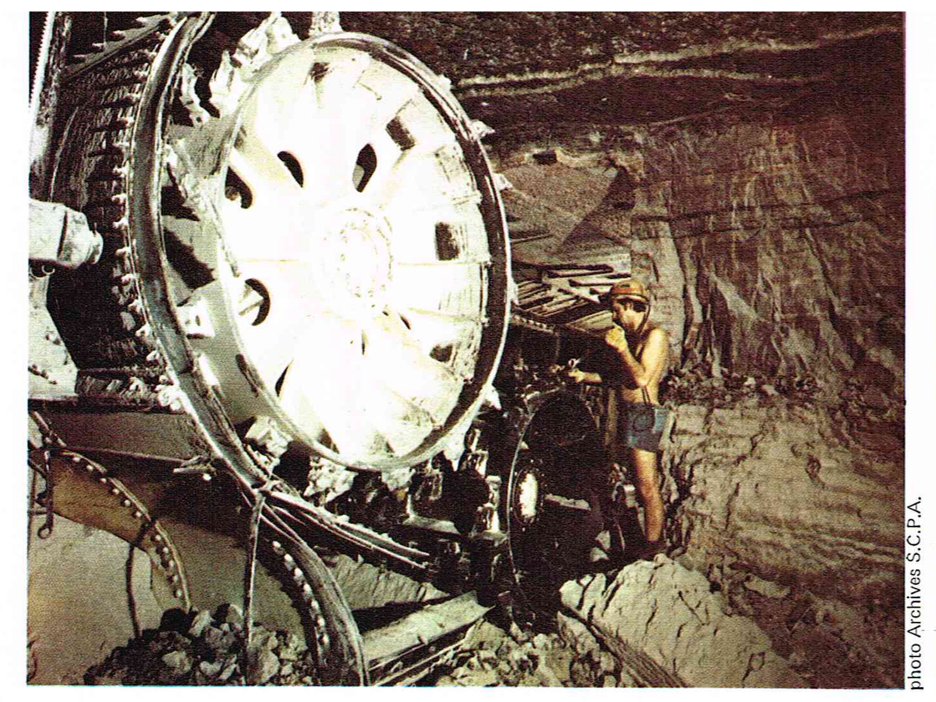
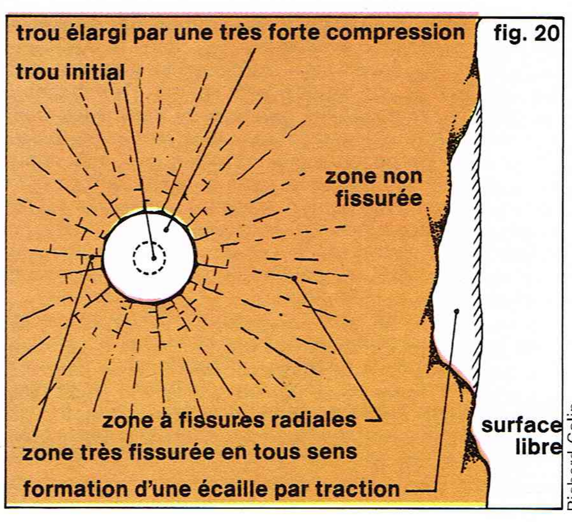
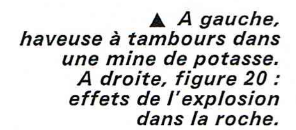


photo Archives S.C.P.A.





▲ A gauche, haveuse à tambours dans une mine de potasse. A droite, figure 20 : effets de l'explosion dans la roche.

permet à la machine d'avancer par passes de 1 m à 1,50 m. La rotation du plateau est assurée par moteurs hydrauliques (procédé allemand) ou électriques (procédé américain). La puissance totale installée avoisine 600 kW.

Le tunnelier ne semble pas limité dans la foration de roches dures. Paradoxalement, il est peu adapté aux roches tendres ou fissurées, où il ne peut s'ancrer correctement. L'état actuel de la technique permet de creuser des galeries de diamètre compris entre 2 et 8 m. Le tunnelier demande cependant un investissement lourd (2 MF 1976 par mètre de diamètre) qui reste un frein à son développement.

Le *creusement de puits verticaux ou montages par tunnelier* fait appel au procédé par alésage montant dit « raise borer », décrit précédemment pour le creusement des infrastructures de la mine.

* *Domaine d'emploi de l'abattage mécanique*. Le coût de l'investissement et de la main-d'œuvre ne rend possible l'introduction d'une machine d'abattage que si elle est capable de fournir un débit instantané suffisant. Une fois cette condition posée, l'abattage sera économique si la consommation d'outils reste dans la plage fixée par l'exploitant. Les deux conditions ont une égale importance pour décider de l'emploi d'un matériel donné.

Le débit instantané d'une machine est directement lié à la résistance à la pénétration de la roche en place. L'abattage n'est souvent possible que parce que le massif est extrêmement fissuré. Le travail de la machine se limite alors à la séparation de blocs durs qu'elle ne pourrait fracturer.

La consommation d'outils reflète la capacité d'usure de la roche. Elle est liée à la microstructure et au pourcentage de grains abrasifs qu'elle contient. L'abrasivité des grains n'est pourtant pas la cause principale de consommation d'outils dans les roches hétérogènes, où l'outil casse au contact d'insertions dures. Différents critères synthétiques sont proposés soit par les constructeurs, soit par les centres de recherche de l'industrie minière pour tenter de caractériser l'aptitude d'une roche à être abattue mécaniquement. On peut citer celui du CERCHAR (Centre d'études et recherches des Charbonnages de France), établi pour des machines à pics et des roches homogènes et peu fracturées, qui consiste à mesurer selon des modalités définies une « résistance de la roche à la pénétration » et une « capacité d'usure » de cette roche.

Le résultat de ces mesures est un point caractéristique de la roche dans un diagramme (résistance à la pénétration, capacité d'usure) sur lequel les possibilités de chaque machine sont représentées par un certain domaine. La roche est considérée comme abattable mécaniquement si son point caractéristique tombe à l'intérieur du domaine d'une machine.

De même, le Centre de recherches minières des Charbonnages allemands définit un coefficient d'usure qui permet de classer les roches en trois catégories : abattables par pics, abattables par molettes, abattables à l'explosif.

L'abattage à l'explosif

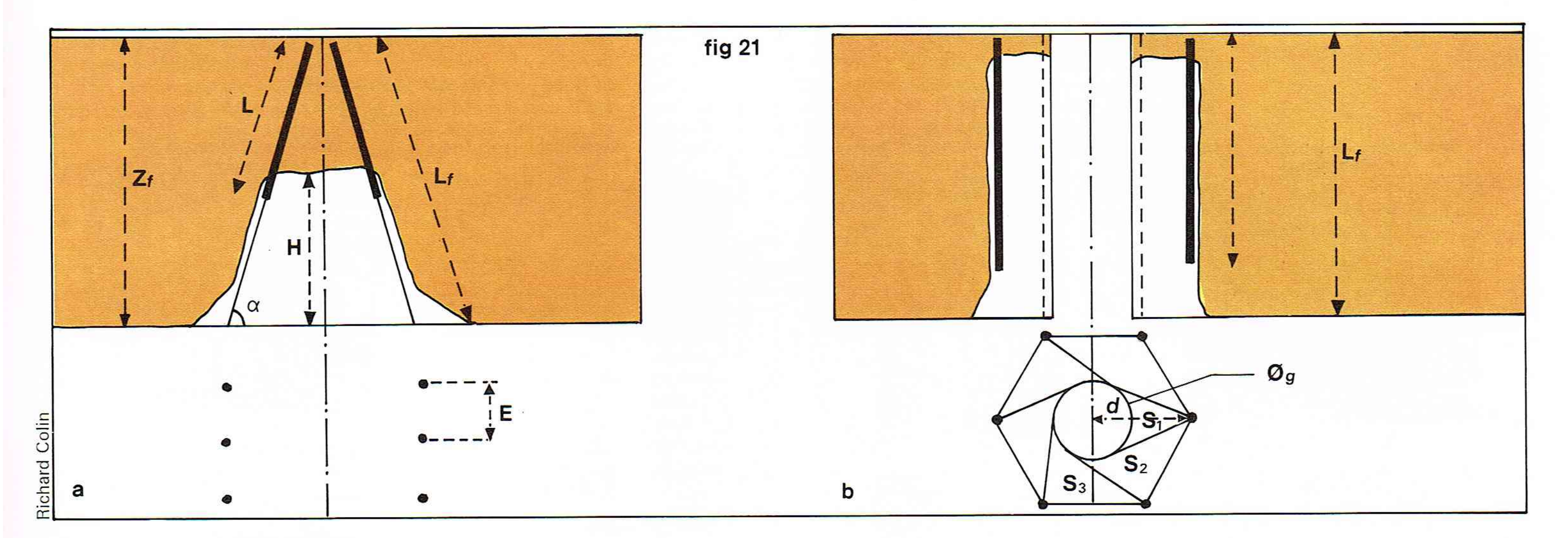
Toutes les roches peuvent être abattues à l'explosif, particulièrement les roches dures, pour peu qu'on puisse y forer les trous nécessaires à la mise en place correcte des charges d'explosif.

* *Les effets de l'explosif dans la roche*. Un explosif est un corps, ou un mélange de corps, susceptible de dégager en un temps très court (quelques millionièmes de seconde) une grande quantité de gaz portés à très haute température (3 000 °C). C'est généralement une combustion, c'est-à-dire la combinaison avec de l'oxygène d'éléments réducteurs (hydrogène, carbone, azote), qui se propage dans la masse d'explosifs à une très grande vitesse (2 000 à 7 000 m/s). Les effets destructeurs de l'explosif proviennent de la brutalité de cette réaction, qui engendre une onde de pression à front très raide (onde de choc) susceptible de se propager dans la roche, et non pas de l'énergie totale dégagée (un litre d'essence peut dégager en brûlant 7 fois plus d'énergie qu'un kilogramme d'explosif).

L'onde de compression, d'amplitude très forte dans l'explosif lui-même, se propage dans la roche en s'affaiblissant et en se déformant pour donner naissance à une onde de traction d'amplitude plus faible. Tant que l'amplitude de ces ondes est supérieure à la résistance de la roche, il y a formation de fissures et même broyage complet au voisinage du point d'explosion (*fig.* 20). A une certaine distance de ce point, l'onde de compression devient incapable de casser la roche qui résiste bien à la compression. Mais si cette onde rencontre une surface libre, elle s'y réfléchit, se transforme en onde de traction et alors brise facilement la roche qui résiste peu à la traction. Si la surface libre n'est pas trop éloignée du lieu d'explosion, les deux zones de rupture (onde directe et onde réfléchie) peuvent se rejoindre, et l'explosion forme un *cratère*. Ce cratère se produit encore lorsque les deux zones de rupture provoquées par le passage de l'onde, sans se rejoindre tout à fait, ne sont pas trop distantes. En effet, les gaz formés lors de l'explosion s'infiltrent dans les fissures créées par l'onde de pression et sont capables d'ouvrir et de prolonger ces fissures jusqu'à formation du cratère.

On peut ainsi montrer que, pour l'abattage du massif rocheux, il existe une disposition optimale de la charge d'explosif par rapport à la surface libre. Lorsque la charge d'explosif est allongée (sous la forme habituelle des cartouches), la disposition idéale est parallèle à la surface libre et à une distance qui dépend du diamètre des cartouches et de la fragmentation recherchée.

Dans l'exploitation à ciel ouvert et dans certaines phases de l'exploitation souterraine, il est possible de forer les trous parallèles à la surface libre. Le seul paramètre à déterminer est alors l'espacement des trous pour une charge d'explosif donnée (ou, à l'inverse, la charge d'explosif à utiliser pour un schéma de foration donné). Cependant, en souterrain, le cas le plus général est le creusement de galeries par volées successives, et les trous ne peuvent pas être forés parallèlement au front qui constitue la seule surface libre utilisable. Il faut alors avoir recours à des techniques spécifiques de tir avec



bouchon. C'est aussi le cas pour le creusement des puits et plus généralement pour tous les ouvrages où la progression se fait au fond d'un cul-de-sac.

★ *Les schémas de tir en galerie*. Les *bouchons* ont pour objet de créer une surface libre dans la direction de l'avancement de la galerie. Le reste de la volée sera alors parallèle à cette surface libre. Trois types de bouchons sont couramment utilisés (*fig.* 21).

— Le *bouchon convergent* (ou conique, ou pyramidal) comporte 6 ou 8 coups de mine, inclinés à 60-70° sur le front. Le tir *simultané* de ces 6 ou 8 coups provoque la formation d'un cratère assez profond (2/3 environ de la profondeur forée, quoique dans ce cas le rendement de l'explosif soit mauvais), et les coups de mine suivants utilisent ce cratère comme surface libre. La limite de ce bouchon, utilisable dans toutes roches, réside dans l'encombrement des jumbos de foration qui ne peuvent forer des trous sous une inclinaison inférieure à 60° (qui serait plus favorable pour le résultat du tir). En pratique, on peut ainsi tirer des volées dont la longueur est au maximum égale à 60 % de la largeur de la galerie.

— Le *bouchon canadien* (ou « burn-cut») ne comporte que des trous parallèles entre eux et perpendiculaires au front. Il existe une grande variété de dispositions possibles pour ces trous et pour l'ordre d'amorçage, mais le résultat ne présente d'intérêt que dans les roches très dures où l'on peut utiliser un explosif très brisant, condition pour que le tir de coups perpendiculaires à la surface libre soit efficace. L'avancement d'un tel bouchon est toutefois limité à 3 m environ dans de bonnes conditions. En roche tendre, ce bouchon ne donne aucun résultat. L'explosif utilisé doit être insensible à la compression si tous les coups ne partent pas rigoureusement en même temps.

— Le *bouchon à gros trou foré* (ou cylindrique) comporte la foration préalable d'un ou plusieurs gros trous perpendiculaires au front et destinés à servir de surface libre pour les coups chargés, eux-mêmes parallèles à ces gros trous vides (diamètre de 150 à 400 mm). Il s'ajoute toutefois ici une condition supplémentaire pour le bon rendement du schéma : la disposition des trous chargés et la chronologie de leur mise à feu doivent être soigneusement respectées pour se placer dans les conditions de *foisonnement dynamique :* aussitôt après le tir d'un coup, la roche brisée est dispersée dans la cavité centrale et progressivement éjectée vers la sortie. Le tir du coup suivant doit intervenir assez vite pour que l'éjection soit continue, mais pas trop tôt pour que la cavité ait eu le temps de se vider en partie. Si cette dernière condition n'est pas respectée, la roche ne dispose pas d'un volume suffisant pour foisonner (la roche brisée en morceaux a une densité apparente inférieure à la roche en place et donc occupe plus de place), et la cavité peut se reboucher en partie ou en totalité. La condition de foisonnement doit tenir compte de l'aspect dynamique du phénomène, ce qui peut être exprimé par la formule générale (*fig.* 22) :

$$s_i \leqslant \frac{\rho_1}{\rho_0 - \rho_1} \frac{L_v}{L_f} S_{i-1}$$

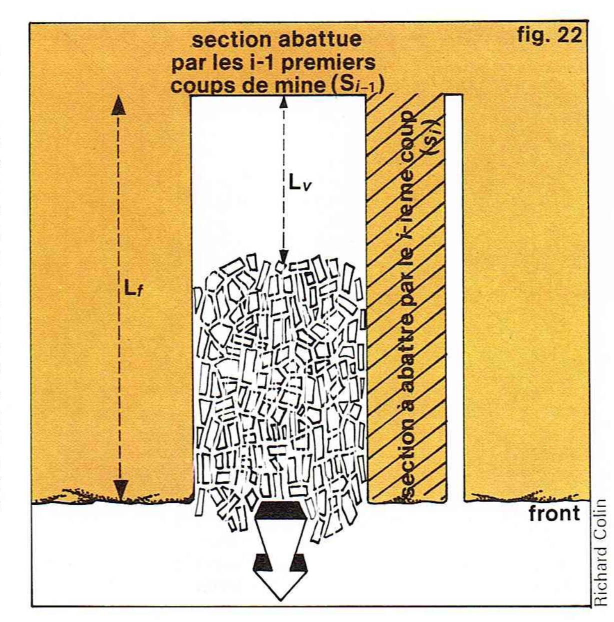
s_i = section à abattre par le coup i ; S_{i-1} = section abattue par les coups précédant le i-ième ; ρ_0 = masse volumique de la roche en place ; ρ_1 = masse volumique de la roche foisonnée ; L_f = longueur des coups de mine ; L_v = longueur de la cavité centrale qui est vidée lorsque part le i-ième coup.

Pour une longueur et un diamètre de gros trou donnés, les positions des coups successifs sont définies par les s_i. Ces coups doivent être d'autant plus rapprochés que la longueur L_f est plus grande. Comme, en pratique, la limitation qui intervient est la précision de la foration, on peut en conclure que l'avancement possible avec un tel bouchon dépend de la section du (ou des) gros trous. Par ailleurs, l'expérience montre que la longueur de cavité vidée est maximale lorsque les tirs des coups successifs sont espacés d'environ 50 ms (la vitesse d'éjection des déblais hors du trou est de l'ordre de 40 à 50 m/s).

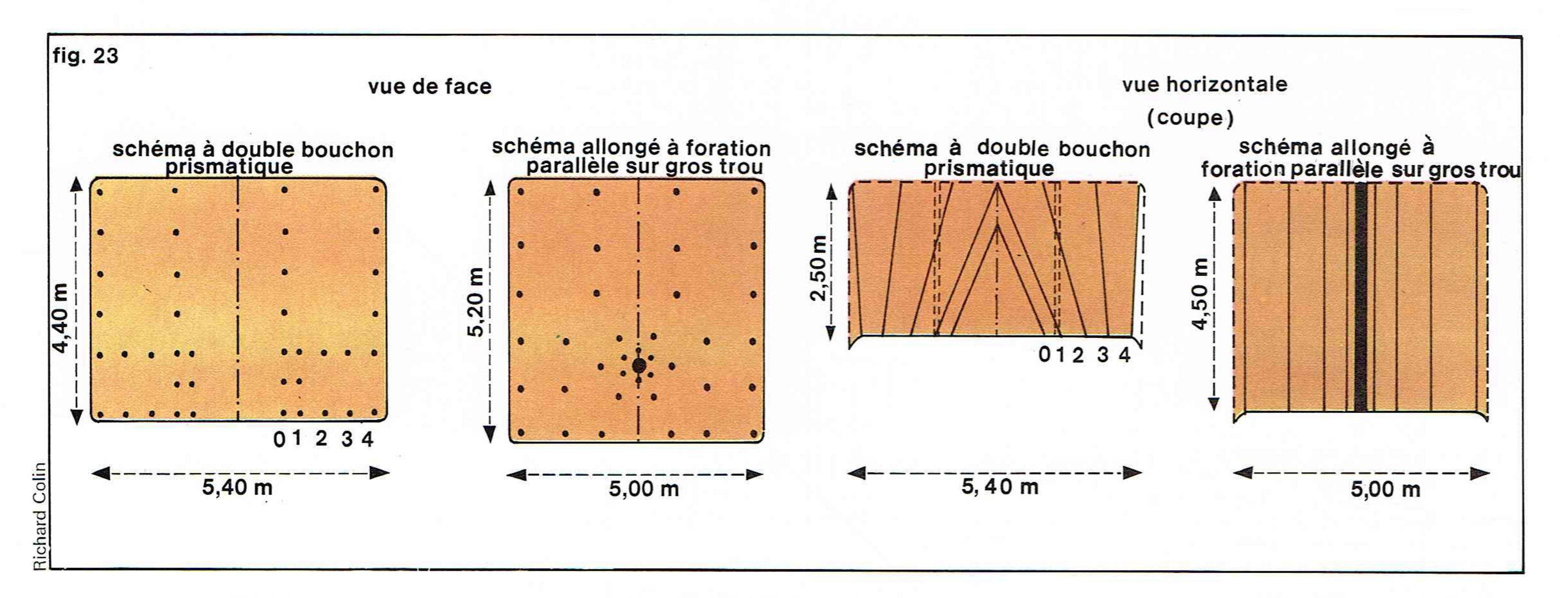
— Le *bouchon coromant* se rapproche de ce dernier type, puisqu'il comporte deux « gros » trous sécants vides et des trous chargés parallèles, mais la disposition des trous chargés et la faible section du double gros trou (équivalente à un seul trou de diamètre 100 mm environ) en font un bouchon de type canadien qui travaille surtout par arrachement perpendiculaire au front. La nécessité d'un gabarit spécial pour la foration et les progrès dans la foration de trous de gros diamètre, même en roche dure, font abandonner ce schéma pour le véritable bouchon cylindrique.

Dans certains cas, le bouchon peut être remplacé par une saignée horizontale (10 à 20 cm d'épaisseur) découpée par une haveuse spéciale sur toute la surface de la volée à abattre.

▲ ***Figure 21 :***
a, bouchon prismatique ;
b, bouchon cylindrique à gros trou vide.



◀ ***Figure 22 :***
tir autour d'un gros trou vide ; l'intervalle entre les coups de mine successifs doit être suffisant pour que la cavité ait le temps de se vider, au moins partiellement.



▲ ***Figure 23 :** schéma de volées avec deux types de bouchons.*

Le *reste de la volée* est foré parallèlement à la surface libre créée par le bouchon (avec une inclinaison progressivement décroissante dans le cas du bouchon convergent). Les trous sont disposés en *rangées* successives, s'éloignant du bouchon vers les parements de la galerie. Les derniers trous sont disposés de manière à découper la galerie à la forme voulue (*fig.* 23).

Dans certains cas où l'on cherche à obtenir une forme particulièrement précise (par exemple en vue de la mise en place d'un soutènement bétonné d'épaisseur constante), on peut rapprocher les coups de mine de parement de façon à obtenir un *découpage soigné* (« smooth blasting »). Ce résultat peut également être obtenu, et cela permet surtout de limiter l'ébranlement des terrains, en pratiquant le *prédécoupage :* l'ensemble des coups de découpage est alors tiré en une seule fois, *avant* le tir des rangées pour provoquer la formation d'une véritable fracture continue sur tout le pourtour de la galerie.

La *consommation d'explosif* dépend de la compacité des roches et de la section des galeries (le bouchon exige une densité de chargement plus grande). Dans les cas les plus courants, il faut entre 0,5 et 1,5 kg d'explosif par mètre cube de roche (ou 200 à 600 g/t).

Les *équipements de foration* des trous de mine en galerie sont des jumbos équipés de 2 à 5 bras qui forent indépendamment des trous de 3 à 6 m de longueur à une vitesse comprise entre 0,5 et 10 m/mn.

En roche tendre, la foration est rotative (une mèche torsadée pénètre par rotation dans la roche avec une poussée réduite). En roche plus dure, il faut passer à la foration rotopercutante. La rotation est assurée par un moteur électrique ou hydraulique. La percussion par air comprimé tend à être supplantée par la percussion hydraulique, ce qui permet d'avoir des engins autonomes tout hydrauliques (l'air comprimé nécessitant une alimentation par conduite dans tous les chantiers) dont les vitesses de foration sont deux à trois fois plus élevées.

* *Explosifs et artifices de tir.* Beaucoup de substances peuvent être explosives ou le devenir dans certaines conditions, mais les explosifs industriels doivent avoir certaines caractéristiques : ne détoner que sous l'effet d'une initiation spécifique (c'est une condition de sécurité évidente) ; ne pas produire de gaz exagérément toxiques (les oxydes de carbone et d'azote produits par les explosifs industriels sont toxiques, mais les explosifs chloratés autrefois utilisés sont maintenant interdits en souterrain) ; pouvoir être conservés et transportés sans perdre leurs caractéristiques ; pouvoir être mis en œuvre facilement, soit sous forme de cartouches, soit en vrac ; être d'un coût aussi bas que possible. De ce fait, les explosifs actuellement utilisés, tant en souterrain qu'à ciel ouvert, sont surtout le nitrate-fuel, les dynamites et les nitratés.

— Le *nitrate-fuel* est un mélange, constitué au moment de l'emploi ou à l'avance, de nitrate d'ammoniaque en granulés et de fuel domestique dans une proportion variant de 6 à 10 %. Ce mélange est chargé en vrac dans les trous de mine et présente de nombreux avantages : faible coût ; élimination facile en cas de ratés de tir (le nitrate est soluble dans l'eau) ; nécessité d'un amorçage spécifique pour initier une détonation. Cet explosif est le plus couramment utilisé à ciel ouvert et, dans les mines souterraines, il remplace les autres explosifs, tous plus coûteux, dès que les conditions d'aérage de la mine le permettent. En effet, la détonation du nitrate-fuel produit une assez grande quantité d'oxydes d'azote qui doivent être éliminés par une ventilation adéquate. Un autre défaut de cet explosif est qu'il est inutilisable dans l'eau par suite de sa solubilité.

— Les *dynamites* sont des mélanges à base de nitroglycérine stabilisée qui sont également très utilisés sous forme de cartouches, surtout en roches dures. Dans la gamme des dynamites, on trouve en effet, à côté de dynamites faibles (Minex à 10 % de nitroglycérine et 79 % de nitrate d'ammoniaque), des dynamites fortes (gomme A à 92 % de nitroglycérine) qui sont les explosifs industriels les plus brisants (ceux qui donnent une onde de compression à front le plus raide et le plus élevé). Les dynamites ont le défaut de mal vieillir, et elles doivent être utilisées rapidement. Elles ont par ailleurs de nombreux avantages à l'exception de leur prix (3 à 4 fois plus que le nitrate-fuel, à puissance comparable).

— Les *nitratés* sont des mélanges dans lesquels la nitroglycérine est remplacée par du trinitrotoluène et la proportion de nitrate d'ammoniaque toujours élevée. De performances plus modestes que les dynamites, ils sont aussi moins chers, ce qui explique l'usage important qui en est fait dans les roches tendres. Ils présentent comme le nitrate-fuel le défaut d'être facilement rendus insensibles par compression : ce phénomène peut être gênant lorsqu'on doit tirer successivement plusieurs coups

▼ ***Jumbo de foration :** ces équipements de foration des trous de mine en galerie ont plusieurs bras équipés de perforatrices qui forent les trous nécessaires à la mise en place correcte des charges d'explosifs.*



de mine rapprochés, comme c'est le cas dans les bouchons du type « canadien ».

Une présentation nouvelle des dynamites connaît quelque succès dans certains cas où le nitrate-fuel n'est pas utilisable, il s'agit de *bouillies*, substances visqueuses constituées de dynamite allégée et gélifiée. Ces bouillies sont utilisables en vrac comme le nitrate-fuel, mais leur prix très supérieur pour des performances comparables ne les rend compétitives qu'en présence d'eau.

L'*explosif à oxygène liquide*, constitué d'une cartouche de sciure de bois qu'on imbibe d'oxygène par trempage dans un bac, a été beaucoup utilisé dans le passé, mais des difficultés de mise en œuvre le font abandonner pour le nitrate-fuel malgré son coût peu élevé.

Aucun de ces explosifs ne peut détoner spontanément : la détonation doit être initiée par une amorce. Les amorces les plus couramment employées sont les *détonateurs électriques*, petits tubes en aluminium ou en cuivre qui contiennent quelques grammes d'explosifs très sensibles pouvant détoner par simple échauffement. Une résistance électrique prolongée par deux fils qui sortent du tube est destinée à provoquer cet échauffement au passage d'un courant électrique. Un détonateur est introduit dans la première cartouche qu'on enfile dans le trou de mine en maintenant à l'extérieur les fils, qui seront ensuite reliés en série par l'intermédiaire d'une ligne de tir à une source de courant. Dans le cas du nitrate-fuel, une petite cartouche de dynamite est nécessaire pour servir de relai entre le détonateur et l'explosif lui-même.

Dans les ciels ouverts où l'on tire de très longs trous, une charge d'explosifs continue peut ne pas être nécessaire. On introduit alors des espaceurs inertes entre deux éléments de charge et, plutôt que de mettre un détonateur à chaque fois, on utilise pour transmettre la détonation un *cordeau détonant* qui est une mèche dont l'âme en penthrite joue le rôle d'un détonateur continu. Il suffit alors que tous les cordeaux soient rattachés à un même cordeau-maître qui, lui, est amorcé par un détonateur électrique.

La mise à feu des détonateurs (et donc le tir de la volée) est assurée par un *exploseur :* c'est un condensateur préalablement chargé par une dynamo dont le courant de décharge à travers le circuit constitué par les fils des détonateurs crée l'échauffement nécessaire, à condition, bien sûr, que la résistance totale du circuit de la volée ne dépasse pas la valeur permise.

Les détonateurs électriques peuvent être munis de relais de retard qui permettent de décaler les détonations des différents trous, quoique la mise à feu ait lieu au même instant pour tous. Ces décalages ou retards peuvent être des multiples de 25 ms (dits « microretards ») ou de la demi-seconde (dits « retards ordinaires »).

Autres modes d'abattage

Le marteau-piqueur n'est plus utilisé pour l'abattage à main, mais une version mécanisée du même principe est susceptible de se développer : c'est le *brise-roche hydraulique* composé d'un marteau (dont l'énergie de percussion est fournie par un compresseur hydraulique) fixé à l'extrémité du bras d'une pelle hydraulique.

L'*abattage hydraulique* est une technique différente, qui consiste à déconsolider la roche par un jet d'eau sous forte pression. Cette technique est utilisée notamment dans une mine de charbon canadienne. Le jet d'eau sous pression peut être utilisé également pour forer des trous de mine. Des essais sont aussi effectués pour associer le jet d'eau à l'abattage par molettes sur les tunneliers.

Soutènement et contrôle du toit

Il n'est pas question, quelle que soit la profondeur des mines, de supporter intégralement le poids des terrains de recouvrement pour maintenir ouverts les édifices miniers. En effet, à 100 m de profondeur, le poids des terrains est de 250 t/m^2 de toit; pour une galerie de 5 m de largeur et 100 m de longueur, c'est donc 125 000 t de roches qui reposent sur le toit et les parois de cette galerie. Le *contrôle du toit* consiste donc non pas à porter les terrains, mais à choisir la forme des excavations qui permettra aux parois des chambres et aux piliers de porter eux-mêmes la plus grande partie de ces énormes masses. C'est la méthode d'exploitation telle qu'elle a été présentée précédemment qui définit le mode de contrôle du toit à grande échelle dans la mine : chambres vides, foudroyage ou remblayage. Cependant, il est nécessaire de contrôler les mouvements du toit à une échelle plus réduite, celle du chantier où l'on travaille, celle de la galerie où l'on circule. C'est le rôle du *soutènement* de maintenir la cohésion des blocs de roche au voisinage immédiat des excavations.

Le contrôle du toit

Dans les exploitations par chambre vide, c'est le calcul préalable de répartition des contraintes tout autour de l'excavation qui permet de prévoir la stabilité de l'ensemble. L'imperfection des modèles fournis par la mécanique des roches, même corrigés par l'expérience des hommes de l'art, conduit à vérifier en permanence pendant l'exploitation que le massif rocheux se comporte bien comme prévu. C'est l'objet des différentes mesures de déformation qui sont effectuées de plus en plus fréquemment :

— Mesures de convergence des galeries par convergencemètres de divers types. Le plus simple est constitué de deux tubes ancrés respectivement au toit et au mur coulissant l'un dans l'autre. Un repère fixe sur chacun des tubes permet de contrôler le mouvement de rapprochement du toit et du mur.

— Mesures de dilatation des piliers du toit et du mur. Le système le plus simple est une tige d'acier ancrée à une extrémité au fond d'un trou foré; on mesure le mouvement de l'autre extrémité par rapport à la paroi. L'évolution de ces convergences ou dilatations reportée sur un graphique permet de juger de la stabilité de l'édifice (les courbes se rapprochent de l'un des types indiqués au chapitre consacré à la mécanique des roches).

Dans les exploitations *foudroyées*, les conditions de sécurité dans le chantier sont d'autant meilleures que l'éboulement des terrains est plus régulier et monte plus haut; l'affaissement de la surface du sol est le meilleur moyen de contrôle de ce qui se passe dans la zone foudroyée.

Dans les exploitations *remblayées*, le mouvement du toit est d'autant mieux contrôlé que le remblai est plus dense et remplit totalement les vides. Cette condition n'est pas satisfaite de la même façon par tous les modes de remblayage. Dans le *remblayage mécanique*, le matériau de nature variée est mis en place par gravité ou par un bulldozer, ou éventuellement par un lanceur (petit convoyeur à bande rapide). Le compactage du remblai et le clavage au toit sont nécessaires pour obtenir un bon remplissage des vides. Cette méthode est utilisée le plus souvent pour remblayer des chambres vides après l'exploitation, mais aussi dans les tranches montantes remblayées lorsque la dimension de l'exploitation ne justifie pas une installation de remblayage hydraulique. Le matériau est alors très souvent du sable provenant de l'usine de traitement du minerai. Le *remblayage* peut être *pneumatique;* dans ce cas, le matériau est constitué de blocs de roche calibrés. A proximité du chantier, il est introduit dans une remblayeuse qui le projette à travers une tuyauterie sous l'effet d'un jet d'air comprimé. Cette méthode, coûteuse, est réservée au remblayage de certaines longues tailles en plateure. Elle permet de limiter l'affaissement de surface à 50 % de la puissance des couches exploitées. Le *remblayage hydraulique* est le plus efficace; le matériau est alors un sable calibré qui est transporté par gravité depuis la surface en suspension dans l'eau dans des canalisations résistant à l'usure. Au chantier, l'eau se sépare du sable par décantation et est récupérée par exhaure. Cette méthode s'applique particulièrement dans les gisements pentés (tranches montantes remblayées). Les affaissements en surface sont alors limités à 10 % de la puissance des couches exploitées.

Le remblayage pneumatique et le remblayage hydraulique se prêtent bien à l'adjonction d'un liant (ciment, cendres volantes) pour consolider les remblais. Le lait de ciment est généralement introduit vers la fin du circuit pour éviter qu'un arrêt de l'installation ne provoque une prise dans l'ensemble des tuyauteries.

Le soutènement

Les différents types de soutènement utilisés ont pour rôle d'accompagner la déformation d'ensemble du massif

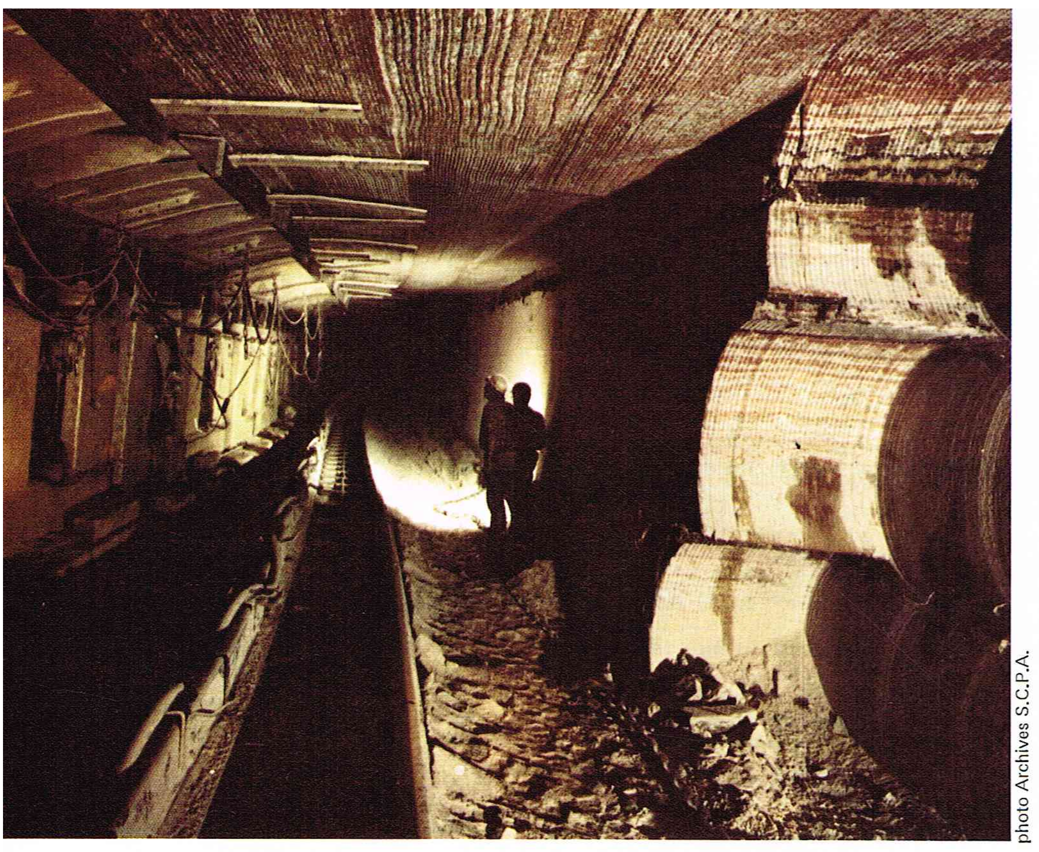


photo Archives S.C.P.A.

▲ *Mines de potasse d'Alsace : exploitation par havage intégral avec soutènement marchant ; on distingue, à droite, les traces laissées par les tambours de la haveuse et, au centre, le convoyeur à chaîne qui évacue le minerai.*

sans s'y opposer, mais en maintenant la cohésion des roches à la paroi des excavations.

Le *bois* est toujours utilisé sous forme de rondins ou de bois équarris, soit en galerie où des cadres comprenant deux montants et un chapeau sont répartis tous les mètres environ, soit dans les chantiers : chambre charpentée en terrain difficile, soutènement provisoire dans les tranches remblayées. L'un de ses avantages majeurs est qu'il rend sensible la déformation des terrains (par craquements et par flexion).

Le bois est cependant remplacé par des éléments métalliques rigides ou coulissants partout où la récupération ultérieure est possible. En galerie, les *cadres métalliques* sont réalisés avec des profilés de forme diverse, le plus souvent coulissants pour absorber la déformation. Dans les chantiers de faible hauteur, les étançons télescopiques comportent un fût dans lequel coulisse un poinçon ajusté à la manière d'un piston dans un cylindre. Un liquide injecté sous pression dans le fût permet de mettre l'étançon en serrage entre toit et mur.

En taille, les étançons hydrauliques sont groupés par 4 ou par 6 pour former des *piles marchantes* de différents types. Ces piles sont dites marchantes parce qu'elles utilisent un système de vérins hydrauliques pour se déplacer.

Le mode de soutènement le plus répandu en dehors des longues tailles est le *boulonnage*. Ces boulons sont des tiges d'acier de 20 à 30 mm de diamètre et de 1 à 3 m de longueur que l'on introduit dans des trous analogues aux trous de mines et que l'on ancre solidement soit au fond du trou (boulons à fente et coin et boulons à coquille d'expansion), soit sur toute la longueur de la tige. Dans ce dernier cas, l'ancrage est réalisé soit par une résine synthétique introduite dans le trou en même temps que le boulon, soit par un lait de ciment. L'extrémité libre du boulon est généralement pourvue d'un filetage qui permet de visser une plaque métallique mettant ainsi le boulon en serrage (*fig.* 24).

Le rôle des boulons est complexe : d'abord conçus comme « soutènement suspendu » (on accroche la partie superficielle de la roche déconsolidée à un banc plus solide), ils ont été utilisés dans les terrains où l'ancrage ponctuel était possible ; puis on s'est rendu compte que le fait de serrer la plaque avait un effet de reconsolidation des terrains sur toute l'épaisseur correspondant à la longueur du boulon : le même résultat est obtenu avec le boulon à ancrage réparti, sans plaque. On peut dès lors estimer que le boulonnage d'une galerie, par exemple, constitue tout autour de cette galerie un anneau cohérent qui freine la déformation du massif en profondeur : c'est donc plus de contrôle du toit que de soutènement proprement dit qu'il s'agit.

Le mode d'action du *béton projeté* est très voisin : il s'agit d'un mélange d'eau, de sable et de ciment qui est projeté sur les parois à soutenir au moyen d'une pompe à air comprimé sur une épaisseur de quelques centimètres, constituant ainsi un anneau étanche. Aux effets de consolidation s'ajoute un effet d'isolation très intéressant lorsque la roche est altérable.

Le purgeage

Il reste toujours nécessaire de purger les toits, les parements de chambres et galeries, et les fronts d'avancement, quelle que soit la qualité du soutènement. Cette opération, qui consiste à détecter les blocs de mauvaise tenue et à les abattre préventivement, restait l'une des dernières tâches manuelles, et pénibles, du mineur. Si la détection des blocs douteux n'est pas encore résolue de façon satisfaisante, par contre le purgeage est depuis très peu de temps bien assuré par des machines munies d'un bras mobile qui peut opérer jusqu'à des hauteurs de 6 à 8 m.

Chargement et transport

Les problèmes de transport sont rendus plus difficiles dans la mine souterraine à cause des limitations apportées par les dimensions des excavations et de la variété des « produits » à transporter. Il faut en effet :

— acheminer le minerai abattu (et la plus grande partie des stériles qui ne peuvent être réutilisés au fond) depuis le chantier jusqu'à la surface ;

— acheminer le matériel nécessaire à l'exploitation (bois, explosifs, soutènements divers, mèches de foration, fuel, eau, etc.) depuis la surface jusqu'au chantier, entre chantier et atelier de réparation, ou encore entre chantiers ;

— acheminer le personnel jusqu'au lieu de travail et retour en fin de poste — assurer le déplacement des équipes d'entretien ;

— transporter les remblais depuis le point de production jusqu'au chantier. Il n'est pas étonnant dès lors que pratiquement tous les moyens de transport connus soient utilisés peu ou prou, comme le montre le *tableau* VIII

Comme en surface, le transport est une opération dangereuse. Alors qu'un homme sur trois est occupé au transport, c'est presque la moitié des accidents qui trouve sa source dans les engins en mouvement.

★ Le *chargement du minerai* et des stériles au chantier est le plus souvent effectué par une chargeuse, aussi mobile que possible. Les anciennes chargeuses sur chenilles (telles les chargeuses à pinces, à grand débit et peu polluantes parce qu'électriques) sont encore très

▼ *Figure 24 : différents types de boulons ; a, boulon à fente et coin ; b, boulon à coquille d'expansion ; c, boulon scellé à la résine.*

fig. 24

coin
tige
coquille
noix
résine
a
b
c

Richard Colin

utilisées lorsque les tas à charger sont importants et n'entraînent pas de fréquents déplacements, mais elles sont rapidement supplantées par les *chargeuses frontales* à pneus, totalement autonomes grâce à leur moteur Diesel. Ces chargeuses, utilisées depuis longtemps dans les travaux publics, s'imposent en souterrain grâce à une gamme de dimensions très variées : les godets vont de 1 m³ à 10 m³, ce qui leur permet de s'adapter à la dimension des galeries et à celle des blocs à charger. Très mobiles, elles peuvent transporter leur charge sur une certaine distance et assurer ainsi la première partie du transport jusqu'à un point de déversement dans un autre engin de transport à plus longue distance.

Lorsque la roche est abattue par une machine, celle-ci assure automatiquement le chargement sur l'engin de transport.

Lorsque la méthode d'exploitation comporte le stockage de minerai (chambres magasins, foudroyage en masse, chambres vides avec soutirage), celui-ci est généralement repris par un extracteur sous les trémies situées à la base du panneau.

* Le *transport* du minerai, des stériles et des matériaux de remblai peut être effectué par des dispositifs discontinus (berlines, camions) ou continus (convoyeurs blindés ou à courroie, transport hydraulique). Le minerai est le plus souvent transporté depuis une station de chargement au quartier jusqu'au puits par des *trains de berlines* traînés par des locomotives Diesel ou électriques. Capacité des berlines et puissance des locomotives ont tendance à s'accroître autant que la dimension des galeries de roulage le permet, et le trafic peut être dans certains cas entièrement automatisé.

L'adaptation pour le fond de *camions* de grande capacité autorise un développement de ce mode de transport particulièrement souple. Les pistes sont alors aménagées (béton ou bitume), et les camions chargés au chantier peuvent aller se déverser à des distances atteignant 2 ou 3 km. Le déversement par basculement de la benne, qui exige beaucoup de place, est parfois remplacé par un système à lame pousseuse.

Les *transporteurs continus* sont surtout utilisés pour desservir les machines d'abattage qui fournissent automatiquement un matériau de granulométrie convenable pour les convoyeurs blindés (dans les longues tailles) et les convoyeurs à courroie (dans les galeries rectilignes). Ces derniers peuvent être utilisés sur de grandes distances et même remonter le minerai jusqu'à la surface lorsqu'il existe une descenderie. Lorsque l'abattage est effectué à l'explosif, un concassage primaire est nécessaire en amont du convoyeur à courroie.

Le *transport hydraulique* n'est actuellement utilisé que pour amener des remblais depuis la surface jusqu'aux chantiers, mais on peut envisager l'extension du procédé au transport du minerai, en particulier dans des mines à fortes venues d'eau où il faut de toute façon pomper un débit important.

Les *transports auxiliaires* — matériel, personnel — utilisent la voie ferrée, des monorails suspendus, des camions, des télésièges, etc., selon la topographie des lieux.

L'extraction est le transport du minerai jusqu'à la surface par un puits ou une descenderie. Les équipements correspondants — cage ou skip pour le puits, convoyeur pour la descenderie — ont déjà été décrits.

Les services généraux

On désigne sous ce nom l'ensemble des services fonctionnels qui, sans participer directement aux opérations de production, sont indispensables au bon déroulement de l'exploitation.

Les services généraux de la mine sont, d'une part, ceux que l'on trouve dans toute entreprise : services du personnel, services financiers et comptables, services sociaux, services commerciaux; d'autre part, certains services propres aux entreprises industrielles : ateliers d'entretien et de réparation, magasin d'approvisionnement en pièces de rechange, services de distribution de l'énergie sous toutes ses formes, services de contrôle et essais, qui peuvent être liés à la qualité des produits, mais aussi à la sécurité du personnel; enfin quelques services particuliers à la mine, tels ceux qui assurent l'aérage ou l'exhaure.



photo Archives S.C.P.A.

▲ ***La Jeep est un des moyens de transport du personnel de fond; la photo montre aussi un convoyeur à bande (à droite) et un transporteur à câble (en haut).***

▼ ***Tableau VIII : moyens de transport utilisés dans les mines et carrières souterraines.***

Tableau VIII
Moyens de transport utilisés dans les mines et les carrières souterraines

	Moyens de transport	Transport dans le chantier	Transport dans le quartier	Transport entre les quartiers et le puits	Minerai	Stériles	Matériel	Personnel
Systèmes discontinus	Berlines poussées à bras	×	×		×	×	×	
	Berlines avec traînage		×		×	×	×	
	Berlines tractées par locomotives (Diesel trolley)			××	×	×	×	
	Berlines tractées par locomotives à batteries		×		×	×	×	
	Scrapers	××			×			
	Camions et chargeuses frontales	××	××	×	×	×		
	Engins divers sur pneus	×	×	×			×	×
	Seccam, couloirs roulants			×	×			
	Treuils à cage (puits et bures)			××	×	×	×	×
	Treuils à skip (puits et bures)			××	×	×	×	×
	Treuils de plans inclinés		×		×	×	×	
	Monorail à câble		×	×			×	
	Monorail à loco suspendue			×			×	×
	Télésiège, télémine			×				×
Systèmes continus	Convoyeurs blindés	××	×		×			
	Transporteurs à courroie		××	××	×	×		×
	Transport hydraulique	×	×	×	×	××		
	Transport pneumatique	×	×			××		

Ateliers et services d'entretien du matériel

Dans la mine moderne, l'entretien des machines et des installations prend une importance croissante. En effet, que l'objectif soit de produire le plus possible avec un matériel donné ou de réaliser une production fixée en utilisant le minimum d'équipements, il importe toujours que ces équipements restent en ordre de marche. Pour atteindre les coefficients d'utilisation qui ont été indiqués, notamment pour les grosses machines de ciel ouvert (50 mn/h), l'entretien doit être parfaitement organisé : entretien préventif qui consiste à réaliser avec une périodicité définie certaines opérations courantes (graissage, remplacement des pièces d'usure, contrôles divers) ; dépannage et réparations qui doivent laisser les engins immobilisés le moins longtemps possible ; politique d'engins de rechange, qui permet de remplacer immédiatement un engin indispensable à la production lorsque la durée de la panne risque d'être longue, mais aussi pour permettre à tous les engins de passer en entretien par roulement ; politique d'approvisionnement en pièces de rechange, qui doit éviter les longs délais d'attente, notamment lorsque le matériel n'est pas fabriqué dans le pays d'utilisation.

Dans les effectifs d'une mine, il est courant que le personnel affecté à l'entretien représente 25 à 35 % du total.

Services de contrôles et d'essais

En pratique, tous les matériels utilisés dans la mine, surtout souterraine, nécessitent une adaptation aux conditions particulières du gisement : de ce fait, les services d'études et d'essais peuvent avoir une certaine importance, au moins dans les grandes sociétés minières. Mais c'est surtout le contrôle du bon fonctionnement des engins et installations et celui des conditions de sécurité qui sont susceptibles de mobiliser des effectifs importants, notamment en ce qui concerne la sécurité dans les mines de charbon.

Une intéressante réalisation des charbonnages est le *télévigile*, qui, en enregistrant systématiquement soit des intensités électriques, soit des tensions sur l'alimentation des différents engins, permet à un seul individu de suivre à distance le fonctionnement de tous les matériels à énergie électrique : machines d'abattage, convoyeurs, concasseurs... Ainsi une défaillance en un point peut-elle être rapidement détectée, ses conséquences possibles analysées et des mesures prises en conséquence. Le développement des *télécommunications* au fond est certainement responsable d'une amélioration considérable dans le fonctionnement global de la mine souterraine où les communications à vue sont extrêmement limitées.

De même, les installations de *télégrisoumétrie* permettent de regrouper toutes les informations disponibles à chaque instant sur la teneur en grisou en différents points de la mine. Le grisou est un gaz, formé essentiellement de méthane, qui est présent dans la plupart des roches sédimentaires contenant des matières organiques : on le trouve surtout dans les mines de charbon, mais aussi parfois dans les dépôts de potasse. Ce gaz peut exploser lorsque sa teneur dans l'atmosphère est comprise entre 6 et 16 %, donnant lieu à un « coup de grisou ». Des automatismes relativement simples permettent de couper automatiquement l'électricité et de déclencher une alarme dans les chantiers lorsque la teneur atteint un seuil de danger préalablement fixé. Bien entendu, avant d'en arriver là, on aura utilisé tous les moyens classiques de lutte contre le grisou : dégazage préalable, aérage, suppression des causes d'inflammation.

Dans les mines de charbon, un autre danger est plus grand encore que le coup de grisou parce qu'il est plus violent et d'extension parfois très grande : c'est le « coup de poussière », qui est une explosion de la poussière de charbon (parfois provoquée par un coup de grisou préalable). La sécurité dans ces mines exige que toutes les poussières de charbon soient « neutralisées » soit par arrosage, soit par schistification (on les mélange à des matériaux stériles finement pulvérisés).

Des contrôles permanents sont donc nécessaires non seulement pour localiser et éliminer d'éventuels dépôts de poussières inflammables, ou des dégagements de grisou, mais aussi (et ce dans toutes les mines souterraines) pour détecter la présence de gaz toxiques (H_2S amené par les eaux d'infiltration, oxyde de carbone provenant des combustions, oxydes d'azote provenant de la décomposition des explosifs ou des gaz d'échappement des moteurs Diesel) ou simplement nocifs (gaz carbonique).

La stabilité des ouvrages miniers doit également être contrôlée par des mesures appropriées de déformation des terrains ou d'affaissements en surface.

Aérage

Les besoins en air frais dans une exploitation minière souterraine sont importants : non plus tellement pour amener l'oxygène nécessaire à la respiration des hommes, mais surtout pour diluer les gaz nocifs qui se dégagent du massif rocheux (grisou, gaz carbonique) ou qui sont produits par les engins munis d'un moteur à explosion (gaz d'échappement des moteurs Diesel), ou encore pour évacuer les calories produites par la roche elle-même ou par les engins mécaniques. Les débits d'air nécessaires peuvent ainsi être évalués de manière à satisfaire les besoins en chaque point de la mine.

Dans les petites mines métalliques, quelques dizaines de mètres cubes par seconde peuvent suffire, mais dans les mines profondes plus chaudes et dans les mines de charbon très grisouteuses, c'est plusieurs centaines de mètres cubes d'air qu'il faut faire circuler chaque seconde : ces débits sont tels que le tonnage d'air en mouvement est beaucoup plus élevé que les tonnages de minerai, ou même d'eau (voir *Exhaure*).

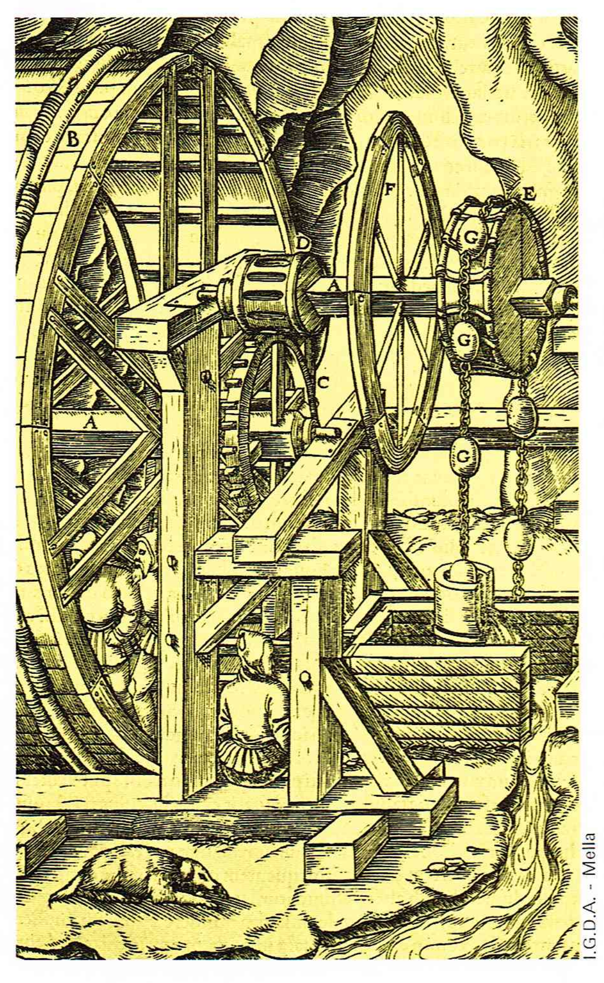
L'air s'échauffe dans les travaux souterrains à cause de la température de la roche qui s'accroît avec la profondeur (plus de 50 °C à 1 000 m de profondeur dans les mines de potasse d'Alsace), et aussi à cause des importants dégagements de chaleur qui accompagnent les combustions des moteurs Diesel et le fonctionnement des moteurs électriques. A l'inverse, dans les mines humides, l'évaporation de l'eau est une cause de refroidissement de l'atmosphère. L'air chaud a tendance à s'échapper par les voies ascendantes, appelant de l'air froid par celui des accès de la mine dont la cote topographique est la plus basse : il s'établit ainsi un aérage naturel qui, avec un débit de quelques mètres cubes par seconde, suffisait généralement aux petites mines métalliques.

Dans les mines modernes, qui nécessitent des débits beaucoup plus importants, la circulation de l'air est forcée par des ventilateurs principaux installés le plus souvent à la surface sur les orifices d'accès (puits et descenderies), mais aussi parfois au fond. En outre, certains points particuliers de la mine, qui ne sont pas balayés par le courant d'air principal (galeries en cul-de-sac), doivent être aérés au moyen de ventilateurs secondaires. De manière générale, la circulation de l'air au fond doit être organisée de manière à orienter le flux d'air frais en priorité vers les zones qui en ont le plus besoin.

Ce résultat n'est obtenu économiquement qu'au prix d'aménagements spéciaux pour canaliser le courant d'air : en effet, la répartition qui s'établit spontanément en fonction de la résistance offerte par les galeries et chantiers n'est pas nécessairement la plus favorable ; pour que le chantier le plus défavorisé reçoive la quantité d'air qui lui est nécessaire, il faut soit envoyer un débit surabondant dans les autres chantiers, soit modifier cette répartition naturelle en établissant des barrages et portes régulatrices sur les parties du circuit où le débit serait excessif. On peut même être amené à creuser des galeries spécialement pour le passage de l'air (les machines de creusement par alésage montant ont considérablement amélioré les possibilités en ce domaine).

Les lois de la circulation de l'air — ce sont les lois générales de la mécanique des fluides, adaptées au cas particulier de l'air — permettent de prévoir et de tester ces aménagements, soit sur modèle analogique, soit en résolvant numériquement les équations, qui malheureusement ne sont pas linéaires.

Dans certains cas, le contrôle et la régulation de l'aérage peuvent être entièrement automatisés par centralisation des informations (mesures, en différents points de la mine, des débits, des pressions, et du degré de pollution de l'air) sur un ordinateur qui élabore et transmet les directives de modification de certains paramètres (ouverture ou fermeture de portes régulatrices, démarrage d'un ventilateur supplémentaire, etc.).



I.G.D.A. - Mella

◀ *La machine d'exhaure, gravure extraite du* De re metallica, *Agricola (1494-1555).*

Exhaure

A ciel ouvert comme en souterrain, l'eau est généralement au fond de la mine, où elle peut constituer un obstacle important à l'exploitation.

Dans le passé, des mines ont été noyées faute de disposer d'installations d'exhaure suffisantes, mais les précautions prises actuellement permettent en général de ne pas en arriver à cette extrémité. Ce n'est qu'au cours du creusement d'ouvrages descendants qu'on peut encore rencontrer des difficultés quasi insurmontables, en particulier dans les terrains karstifiés où les venues d'eau peuvent être brutales.

La situation la plus courante est celle où l'eau ruisselle sur les parements des chambres ou des gradins et la sole des galeries, constituant une gêne pour la circulation des engins dont l'usure peut être considérablement accrue par la présence d'eau boueuse, surtout lorsque le matériau est abrasif : les engins à chenilles sont alors particulièrement exposés, et il n'est pas rare que le coût d'extraction soit accru de plusieurs francs par tonne du fait de l'eau.

Pour se prémunir contre les inconvénients de l'eau au fond, on s'efforce, lorsque c'est possible, d'empêcher l'eau d'atteindre les chantiers, par exemple en adoptant une méthode d'exploitation qui ne fissure pas les terrains aquifères, ni surtout les écrans imperméables ; il est également possible dans certains cas de rabattre la nappe aquifère en pompant en amont de l'exploitation ; cette méthode est fréquente dans les exploitations à ciel ouvert.

Lorsqu'on ne peut empêcher l'eau d'arriver dans les chantiers, on s'efforce de la canaliser vers les points bas où elle est alors rassemblée, décantée et pompée. En souterrain, des ouvrages doivent être creusés spécialement pour recevoir les eaux et servir de réservoir tampon entre l'écoulement et le pompage : ce sont les albraques, dont le volume est en général prévu pour accumuler les eaux pendant au moins 48 heures. La prévision des débits d'exhaure exige une connaissance hydrogéologique des terrains.

* *Origine des eaux d'exhaure*

Les eaux d'exhaure proviennent soit de circulations souterraines, soit d'infiltration directe des eaux de surface, soit de l'exploitation où elles ont été apportées volontairement par le mineur.

Les *nappes aquifères souterraines*, qui constituent la source de notre approvisionnement en eau douce, se constituent dès que la structure géologique est favorable (couche perméable en contact avec des circulations souterraines, ou alimentée par des eaux de surface).

Le gisement à exploiter peut se trouver sous la nappe aquifère (c'est le cas des mines de charbon et de fer de Lorraine, et des carrières de gypse de la région parisienne) ou être le substratum imperméable de la nappe (c'est le cas de mines de bauxite du sud de la France), ou encore être au-dessus d'une nappe en pression (certaines mines de bauxite). S'il est relativement facile d'exploiter la couche au-dessus d'une nappe en évitant de la faire jaillir, il l'est moins d'exploiter sous une nappe aquifère sans provoquer des arrivées d'eau massives au front d'exploitation. Les mines de bauxite du Var remontent en moyenne 10 à 16 m^3 d'eau par tonne de minerai exploitée ; dans les mines de fer et de charbon de Lorraine, ce chiffre est parfois dépassé pour atteindre 20 à 25 m^3/t (*fig.* 25).

Les eaux de surface proviennent des infiltrations des cours d'eau qui traversent le bassin minier et des précipitations.

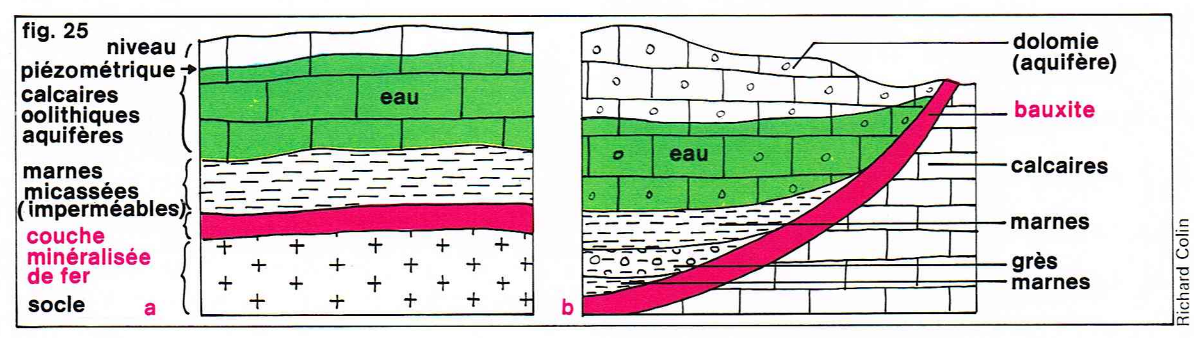
En période d'étiage, le niveau des nappes souterraines diminue. Les eaux de surface s'infiltrent dans les régions perméables de leurs cours et alimentent les nappes. En outre, pendant la période des pluies, une partie importante des précipitations s'infiltre dans le sol et, par le réseau complexe des canalisations souterraines, arrive au fond de la mine. Une partie non négligeable de l'eau de la mine y pénètre directement par les orifices d'accès au fond (puits, descenderie, cratère des mines à ciel ouvert).

La méthode d'exploitation par remblayage hydraulique nécessite un apport d'eau important pour la confection et le transport du remblai jusqu'au fond de la mine. Une fois le remblai déposé et décanté, l'eau récupérée se mélange avec les eaux souterraines et doit par la suite être pompée au jour sous forme d'eau d'exhaure.

* *La prévision du débit d'exhaure*

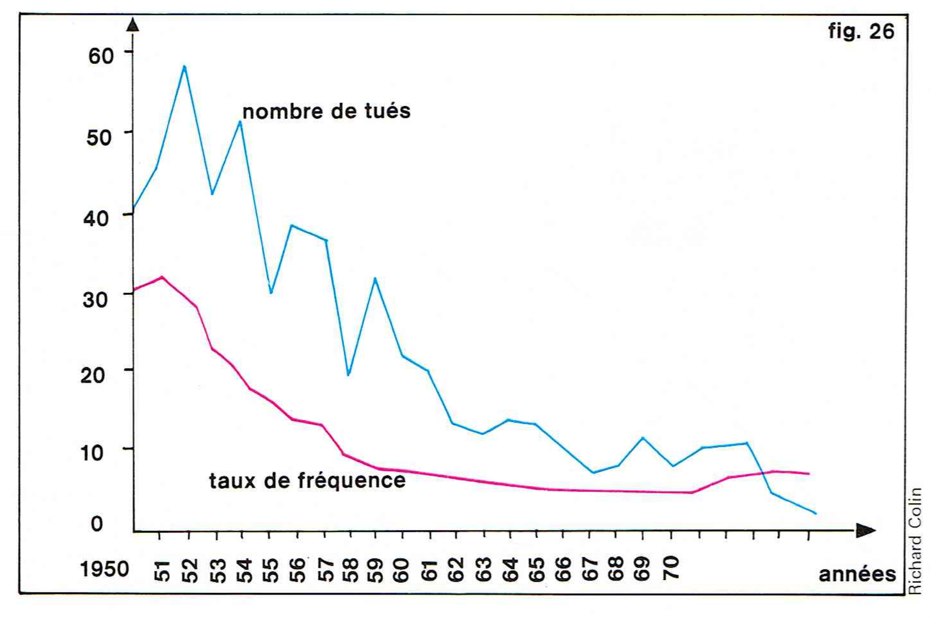
Avant et pendant l'exploitation de la mine, des études hydrogéologiques sont effectuées pour prévoir le débit d'eau arrivant au fond de la mine et apprécier les perturbations qu'entraînera la présence de la mine dans l'équilibre hydrogéologique de la région.

Ces études sont fondées sur quelques lois théoriques (mécanique des fluides) ou empiriques (notion de perméabilité).



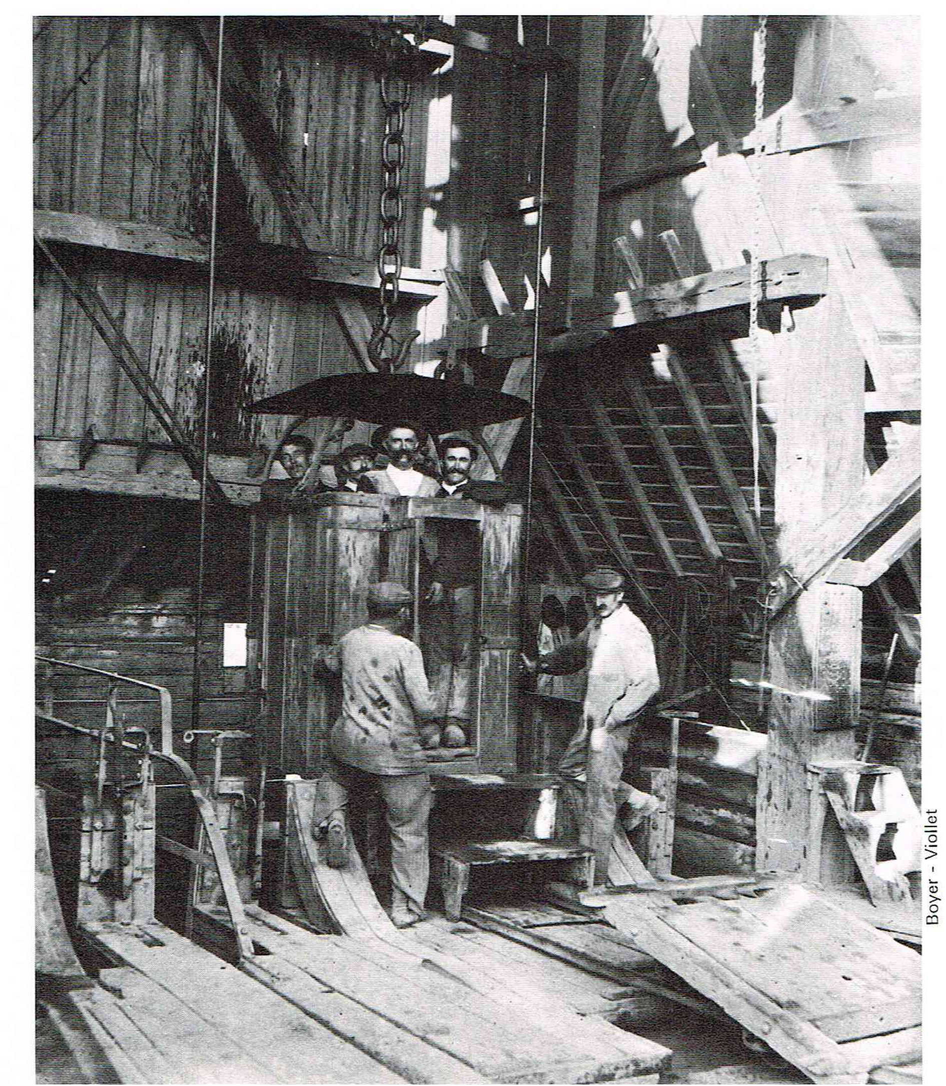
Richard Colin

◀ *Figure 25 : nappes aquifères ; a, coupe schématique du gisement de fer de Lorraine : la couche minéralisée se trouve séparée de la nappe aquifère des calcaires oolithiques par un banc de marnes micassées ; b, coupe schématique de la mine de bauxite de Peygros : la couche de bauxite est le substratum de la nappe aquifère des dolomies.*



▲ *Figure 26 : graphique donnant l'évolution du taux de fréquence (nombre d'accidents par 100 000 heures de travail) et du nombre d'accidents mortels (Chambre syndicale des mines de fer de France ; SAMIFER).*

▼ *Document photographique ancien illustrant la descente des ouvriers dans la mine.*



● *La charge piézométrique h* de l'eau en mouvement est la somme de la pression statique et de la cote du point considéré.

● Cette charge h peut être théoriquement connue en tout point et à tout instant en résolvant l'*équation de diffusivité :*

$$\Delta h = \frac{S}{T}\frac{\delta h}{\delta t}$$

S = coefficient d'emmagasinement des roches aquifères (lié à la porosité des roches) ; T = transmissivité (liée à la perméabilité de la roche et à l'épaisseur de l'aquifère).

● *La loi expérimentale de Darcy* constate que la vitesse d'écoulement est proportionnelle au gradient de la charge hydraulique :

$$\vec{V} = -k\,\overrightarrow{\text{grad}}\,h$$

où k est la perméabilité, variant de 1 à 10^{-3} quand on passe des graviers aux argiles.

En d'autres termes, l'eau s'écoule toujours d'un point à charge élevée vers un point à charge plus faible, et ce avec une vitesse d'autant plus grande que la différence de charge est importante.

● Le débit Q qui s'écoule à travers une surface donnée S (par exemple, la surface dépilée de la mine) est défini par Q = VS.

La difficulté des calculs pratiques de débit d'exhaure réside dans la résolution de l'équation de diffusivité pour laquelle il est nécessaire de connaître les conditions aux limites : description des nappes souterraines existantes, de leur alimentation, des infiltrations d'eau de surface... Les valeurs des coefficients S, T et k peuvent être déterminées à partir de quelques expériences particulières (essais de pompage ou d'injection).

La résolution proprement dite de l'équation de diffusivité est effectuée de façon approchée, soit analogiquement (on représente l'écoulement de l'eau par une analogie électrique dans laquelle la charge est simulée par le potentiel électrique, et le débit par l'intensité du courant ; des mesures sur le modèle électrique permettent de retrouver la valeur des paramètres de l'écoulement), soit numériquement par la technique dite des « différences finies ».

★ *La pratique de l'exhaure*

La mine est aménagée de façon à canaliser les venues d'eau vers la station de pompage et à protéger les installations vitales en cas de coup d'eau brutal.

L'eau s'écoule dans des *rigoles* creusées en pente douce de 1 à 5 % au mur de la couche des mines en plateure, ou dans les galeries de niveau vers les points bas où elle est stockée dans des réservoirs de chantier de capacité variable suivant l'intensité des venues au front. La construction et l'entretien de ces rigoles sont assurés par un personnel spécialisé, hors exploitation.

Les rigoles convergent vers les *albraques :* ce sont des galeries en cul-de-sac dont la capacité correspond à environ 48 h de venues d'eau. Pour économiser l'énergie électrique en pompant aux heures creuses de la nuit, on surdimensionne la capacité des albraques en en construisant plusieurs séries.

Outre les gains sur le coût de l'énergie électrique, ce système a l'avantage de laisser les eaux se décanter pendant 3 à 4 jours. Elles perdent ainsi la boue qui diminue le rendement des pompes et use leurs aubes. Les installations du puits et les recettes sont généralement protégées de coups d'eaux par des portes étanches.

La station de pompage principale se compose de plusieurs groupes motopompes en parallèle à commande automatique suivant le niveau d'eau dans le puisard. L'eau stockée dans les albraques principales déborde progressivement dans le puisard où le niveau d'eau augmente jusqu'au seuil de pompage, déclenchant la mise en route d'une première pompe. Si celle-ci ne parvient pas à abaisser, puis maintenir le niveau au-dessous du seuil, la deuxième se met en marche. L'alarme est donnée par la sirène de la mine si le niveau d'eau a atteint le seuil critique au-delà duquel la capacité de pompage installée est insuffisante.

L'installation classique de pompage est une *pompe centrifuge* aspirant directement dans le puisard par l'intermédiaire d'une canalisation d'aspiration ; cette méthode présente plusieurs inconvénients, en particulier les pertes de charge à l'aspiration et les risques de désamorçage ; aussi les crépines sont-elles munies d'un clapet antiretour.

La deuxième génération des installations remplace le tuyau d'aspiration dans le puisard par une *pompe nourricière* verticale auto-amorçante couplée à la pompe principale. Le rendement de ces installations reste faible, bien qu'il soit supérieur à celui de l'exhaure classique.

Les stations d'exhaure principales plus récentes sont équipées de *pompes verticales haute pression* à plusieurs étages en série plongeant directement dans le puisard. Elles éliminent toute perte de charge à l'aspiration et tout risque de désamorçage. Leur rendement s'en trouve accru ; il est de l'ordre de 85 à 90 %. Leur inconvénient réside dans le fait que le corps de la pompe est difficile d'accès à l'entretien.

L'apparition des *pompes immergées* de grand débit et à grande hauteur de refoulement bouleverse la pratique de l'exhaure traditionnelle. Elle permet de suspendre la pompe par la canalisation de refoulement dans un puits isolé situé au point bas de la mine où on fera converger toutes les eaux d'exhaure. On peut ainsi supprimer la station d'exhaure au fond de la mine qui nécessite des travaux importants de génie civil et d'équipement.

On distingue sous le nom d'installations d'*exhaure secondaire* l'ensemble des pompes et canalisations qui font converger l'eau vers la station d'exhaure principale. Dans des mines étendues ou accidentées, un nombre important de pompes, dans une large plage de débit et de puissance, peut être nécessaire : la mine de Largentière, dont le débit d'exhaure principale est de 5 000 m^3/h, possède 77 pompes d'exhaure secondaire de 20 m^3/h à 360 m^3/h de débit et de 2 ch à 30 ch de puissance. Elles pompent les eaux de la mine dans cinq stations d'exhaure secondaire qui, à leur tour, les remontent à la station d'exhaure principale équipée de quatre pompes d'une capacité totale de 1 160 m^3/h située à 150 m de la surface.

* *Le coût de l'exhaure*

Les installations d'exhaure effectuées à l'ouverture de la mine ont une durée de vie égale à celle de la mine. Dans les mines ouvertes au début du siècle, on utilise encore des pompes de l'époque. Le poids des investissements d'exhaure est par conséquent faible comparativement à d'autres immobilisations, tels les engins d'abattage et de transport. Cependant, le coût en est variable d'une mine à l'autre, compte tenu de la capacité installée et de la profondeur. Pour des débits et des profondeurs moyennes, on investit pour l'exhaure 5 à 8 F par m^3/h de capacité et par mètre de refoulement.

Les frais de pompage représentent 2 à 5 % du prix de revient du minerai exploité ; ce sont des dépenses d'entretien des installations et d'énergie de pompage (1 kWh/m^3 pour une profondeur de 200 m).

Les hommes dans la mine

Le tragique bilan des grandes catastrophes collectives, depuis les 1 099 victimes du coup de poussière de Courrières en 1906, jusqu'aux 262 morts de Marcinelle en 1956, et plus près de nous les 40 morts de Liévin, est pour l'opinion publique l'image la plus forte des dangers du travail de mineur (*fig.* 26).

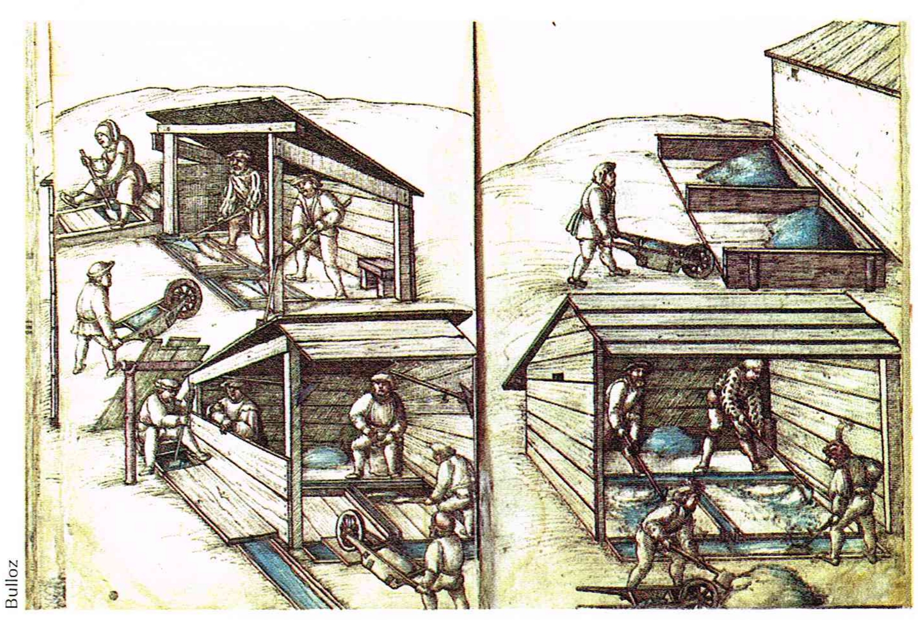
Fort heureusement, de telles catastrophes sont extrêmement rares et, de surcroît, donnent une fausse idée des conditions du travail. En fait, le travail au fond est moins meurtrier que celui de beaucoup de chantiers du bâtiment et des travaux publics, et aussi moins dangereux, proportionnellement au temps passé, que le trajet entre le domicile et la mine...

Mais, en se mécanisant, la mine fait apparaître de nouveaux dangers : alors qu'autrefois les accidents proprement miniers (chutes de blocs de roche, éboulements, explosions) représentaient le risque principal, aujourd'hui, dans la mine comme ailleurs, les accidents liés au déplacement d'engins, ou aux mouvements des individus eux-mêmes, sont largement majoritaires : c'est que la proportion des mineurs qui sont impliqués dans les opérations directement productives décroît lentement (elle est partout inférieure à 50 %), tandis que les catégories des services généraux et de l'entretien deviennent prépondérantes.

Le mineur au marteau piqueur est maintenant bien loin, et si la main-d'œuvre représente encore environ la moitié du prix de revient de l'extraction, c'est essentiellement de salaires de techniciens spécialisés dans la conduite de machines qu'il s'agit.

La mine sans hommes n'est pas encore pour demain, mais une évolution très nette se dessine, y compris dans le choix des méthodes d'exploitation, pour éliminer en priorité les travaux les plus pénibles, les plus dangereux et les moins mécanisables.

Ultérieurement, la *gazéification du charbon* (par injection d'air hydrogéné depuis la surface et récupération du carbone sous forme gazeuse), la *lixiviation in situ* (par injection dans le gisement préfracturé de solvants appropriés et pompage de solutions enrichies) ou l'*exploitation de placers sous-marins* éloigneront définitivement le mineur du front de taille.



Bulloz

▲ *La mine Saint-Nicolas.* **Les Laveurs de mine,** ***par H. Gross. École allemande du XVIe siècle ; Paris, École des beaux-arts.***

La minéralurgie

Le minerai extrait du gisement n'est pratiquement jamais commercialisable ni même transportable en l'état : il doit subir dès la sortie de la mine une certaine préparation. Parfois limitée à une classification par granulométrie, cette préparation consiste le plus souvent à purifier le minerai par élimination de la gangue stérile, qui peut alors être abandonnée sur place ou même renvoyée dans la mine comme remblai. Cette opération se déroule dans la laverie (mines métalliques) ou le lavoir (charbon). L'élimination des constituants stériles permet d'obtenir un produit plus riche en minéraux utiles (on dit aussi : plus concentré, et on appelle souvent « concentré » ce minerai enrichi) et donc de plus grande valeur.

Seul, ce concentré peut être économiquement transporté dans le cas des minerais à faible teneur, tels les minerais de plomb et zinc dont la teneur habituelle est de l'ordre de 10 %, les minerais de cuivre (teneur 1 %), les minerais d'uranium (teneur 0,1 %), les minerais d'or (teneur 0,001 %). Dans tous ces cas, on opère sur le carreau même de la mine un enrichissement (ou concentration) qui donne un concentré de teneur beaucoup plus élevée : 30 % pour le cuivre, 60 à 70 % pour le plomb et le zinc. Ces chiffres sont assez éloignés de 100 % parce que, dans le concentré, le métal reste sous sa forme minéralogique et chimique d'origine, c'est-à-dire sous forme de sulfure, d'oxyde, de silicate, etc. Ce concentré devra donc encore être traité pour en extraire le métal pur, ce qui fera l'objet de la métallurgie extractive.

L'enrichissement est également pratiqué pour des minerais déjà passablement riches à l'état naturel, tels les minerais de fer (30 à 60 %) ou les phosphates (à 60 % de phosphate tricalcique), parce que les tonnages à transporter sont considérables, et les minerais d'assez faible valeur : le coût du transport est alors aussi important que celui de l'extraction, et les transactions ne portent que sur des produits de teneur normalisée. A l'inverse, on peut citer comme exception le minerai de nickel de Nouvelle-Calédonie (teneur voisine de 2 %) dont une partie est expédiée en l'état vers le Japon, faute d'un procédé de concentration assez bon marché.

La minéralurgie est l'ensemble des méthodes mécaniques, physiques et chimiques qui permettent de séparer les minéraux utiles de leur gangue et de les séparer entre eux. L'existence d'un procédé de séparation est souvent déterminante pour la mise en valeur d'un gisement, particulièrement dans le cas des minerais complexes : c'est ainsi que les gisements de plomb-zinc-argent ont longtemps été exploités pour l'argent et le plomb, sans récupération du zinc. Ce n'est qu'après la mise au point d'un procédé de séparation adapté (flottation différentielle) que les minerais de zinc ont pu être valorisés, d'abord à partir des haldes (stériles) des anciennes mines de plomb, ensuite en tant que gisements autonomes.

Tableau IX
Chronologie des principales méthodes de concentration des minerais
(d'après Tsémo, École Nat. Supérieure des Mines de Paris, 1976)

Dates	Propriétés physico-chimiques utilisées				
	Densité	Caractéristiques électro-magnétiques	Propriétés de surface	Propriétés chimiques	Biologie
Avant Jésus-Christ	Triage manuel				
Après Jésus-Christ	Tables dormantes				
1300	Tables à secousses			Alchimie	
1876				Hydro-métallurgie, lixiviation	
1888		Séparateur basse-intensité			
1900		Électrostatique			
1915			Flottation		
1930	Milieu dense, cyclonage	Radio-activité			
1948	Spirale Humphreys				
1955					Biominé-ralurgie
1960		Séparateur haute-intensité	Floculation sélective		

▲ *Tableau IX : chronologie des principales méthodes de concentration des minerais.*

L'évolution des techniques contribue ainsi à expliquer que certains gisements aient pu être abandonnés puis réexploités plusieurs fois au cours des siècles.

Définie en 1872 par Littré comme « art de traiter les minéraux pour les rendre utiles », la minéralurgie puise ses sources jusqu'aux origines de l'exploitation des mines. L'homme a commencé par séparer manuellement le métal noble — or, argent — du stérile à partir de sa couleur caractéristique. Au XIIIe siècle apparaissent les tables dormantes et les tables à secousses permettant de classer les différents minéraux suivant la densité, les dimensions et la forme des particules. Les alchimistes, par leurs recherches en vue de fabriquer de l'or à partir de différentes substances minérales, sont les premiers à introduire la chimie dans la minéralurgie. La demande croissante en substances minérales, avec pour corollaire l'exploitation des gisements de plus faibles teneurs, a conduit à la mise au point récente de nouvelles méthodes d'enrichissement de minerai utilisant les propriétés électriques, magnétiques, physico-chimiques; depuis peu, on utilise même les bactéries comme agents de concentration (*tableau* IX).

La minéralurgie comporte deux phases successives :

— La préparation mécanique des minerais, au cours de laquelle la roche est brisée en morceaux de dimension appropriée à la séparation. La partie correspondante de l'usine de traitement est appelée atelier de préparation ou de comminution.

— La séparation proprement dite, qui utilise les différences de propriétés physiques, mécaniques ou physico-chimiques des minéraux et de la gangue pour les séparer. Cette opération se déroule dans l'atelier de concentration. Les opérations minéralurgiques se terminent généralement par un conditionnement du concentré (séchage, bouletage...).

Chaque opération de traitement est effectuée par un appareil adapté, lequel est suivi d'un second appareil (le classificateur) dont la fonction est de contrôler la bonne qualité du travail du premier en classant les produits résultants en deux catégories distinctes. La première est la fraction de minerai satisfaisant aux normes fixées, qui poursuivra le circuit normal de l'usine. La seconde catégorie est recyclée pour être retraitée soit directement en tête de l'appareil, soit plus en amont, selon l'écart par rapport aux normes.

La préparation mécanique du minerai

Le minerai tout venant à la sortie de la mine se présente sous forme d'un agglomérat de blocs dont les plus gros peuvent atteindre deux mètres dans les exploitations à ciel ouvert. Par une suite continue d'opérations mécaniques, ils doivent être entièrement réduits à une granulométrie fine caractérisée par une taille des grains égale à celle des différents minéraux à séparer (de 1 à 100 µm selon les minéraux). Cette taille est appelée « dimension de libération ».

Pour atteindre cette dimension de « libération », le minerai est concassé puis broyé par plusieurs machines successives. A chaque étape de la préparation, un triage adapté (voir *fig.* 27) permet de séparer les grains fins — pour les envoyer à l'étage suivant — des grains plus gros qui ont échappé à la réduction et sont renvoyés en amont.

Le concassage

Les opérations de concassage réduisent les blocs de minerais jusqu'à une granulométrie de l'ordre du centimètre, à partir de laquelle le minerai sera broyé. Le déroulement de ces opérations dépend de nombreux paramètres. On peut citer parmi les plus importants :

— Le débit de l'alimentation, les dimensions des plus gros blocs des produits initiaux et des produits finals à obtenir. Ces paramètres conditionnent les dimensions du concasseur.

— La dureté, l'humidité et le caractère plus ou moins abrasif et/ou collant du minerai dont dépendent l'efficacité et l'usure du concasseur.

— La régularité de l'alimentation qui assure la bonne marche du concasseur.

Plusieurs concasseurs disposés en cascade et entre lesquels sont installés des cribles permettent de réduire progressivement la granulométrie. Comme la fragmentation des roches est un phénomène sur lequel les connaissances sont insuffisantes, l'expérience et les essais préalables sont indispensables pour déterminer le nombre optimal et les rapports de réduction des différents étages. Dans les circuits classiques des laveries de minerais métalliques, on dispose de deux ou trois concasseurs (*fig.* 28). Le premier constitue l'étage du concassage primaire. Il reçoit le tout-venant de la mine.

Dans la majorité des cas, c'est un concasseur à mâchoires dont la capacité peut atteindre 2 000 t/h.

Ce concasseur, très robuste, est constitué par deux mâchoires en forme de V disposées face à face, dont l'une est fixe et l'autre animée d'un mouvement alternatif produit au moyen d'un système bielle-excentrique; deux volants d'inertie régularisent le mouvement; la matière à concasser est introduite à la partie supérieure. Le rappro-

▼ *Figure 27 : schéma d'une opération minéralurgique. Un appareil effectue une opération, nécessairement imparfaite; l'appareil de contrôle et de classification sépare le produit traité en deux parties selon les normes fixées.*

chement de la mâchoire mobile fait éclater les blocs par compression et son écartement les libère à la partie inférieure. Deux types de concasseurs à mâchoires sont fréquemment utilisés : le type Blake, datant de 1858, qui présente l'avantage d'avoir une grande ouverture permettant une alimentation en gros blocs, mais avec un rapport de réduction faible (de l'ordre de 4/1) ; et le type Dodge, à grand rapport de réduction (10/1), mais qui consomme beaucoup plus d'énergie, avec en outre un risque d'engorgement supérieur.

• Les étages inférieurs de concassage sont équipés de concasseurs de capacités plus faibles :

— Les concasseurs giratoires (type Symmons ou Gates) sont les plus fréquents : dans ces appareils, le minerai est réduit par écrasement entre la paroi circulaire fixe et un bloc tronconique monté sur un arbre vertical et mû à sa base par un excentrique. La vitesse de rotation de l'arbre est de l'ordre de 200 tr/mn, et le rapport de réduction de 6/1 à 20/1.

— Le concasseur à cylindres se compose de deux cylindres montés sur deux arbres moteurs horizontaux tournant en sens inverse. Les produits concassés ont une très bonne régularité granulométrique, mais le rapport de réduction est faible, pratiquement de 2/1 à 5/1.

— Le concasseur à marteaux utilise le choc pour faire éclater les blocs. Le rapport de réduction est très élevé (100/1), et pour des substances de moindre dureté, il peut remplacer deux ou trois étages d'autres types de concasseurs. Toutefois, l'usure des marteaux est rapide et le coût élevé.

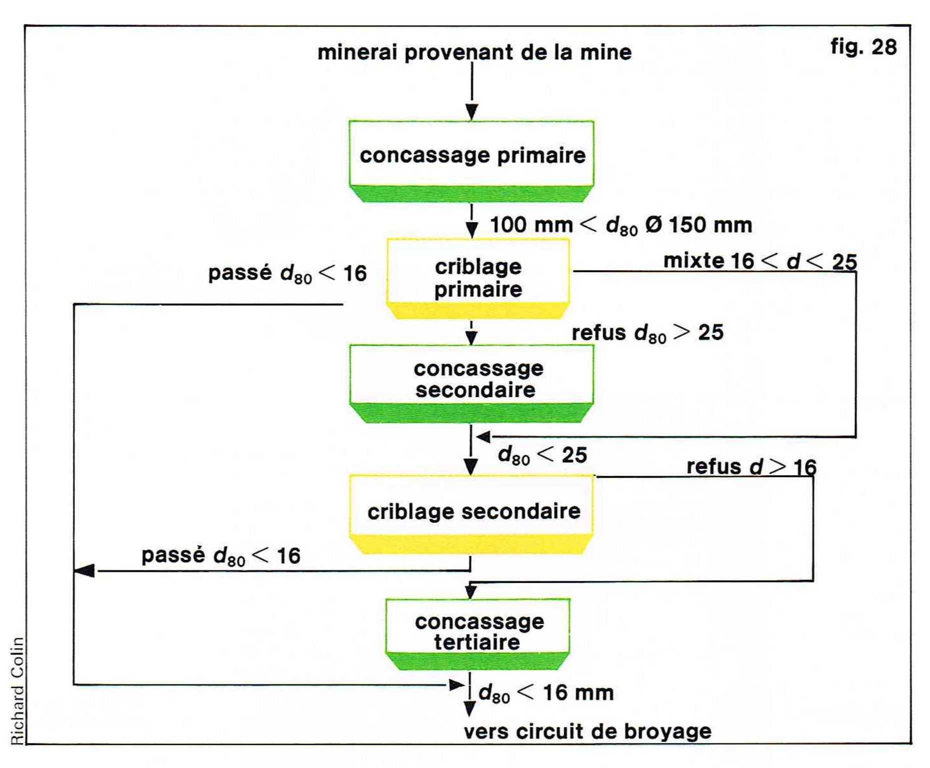
Le broyage

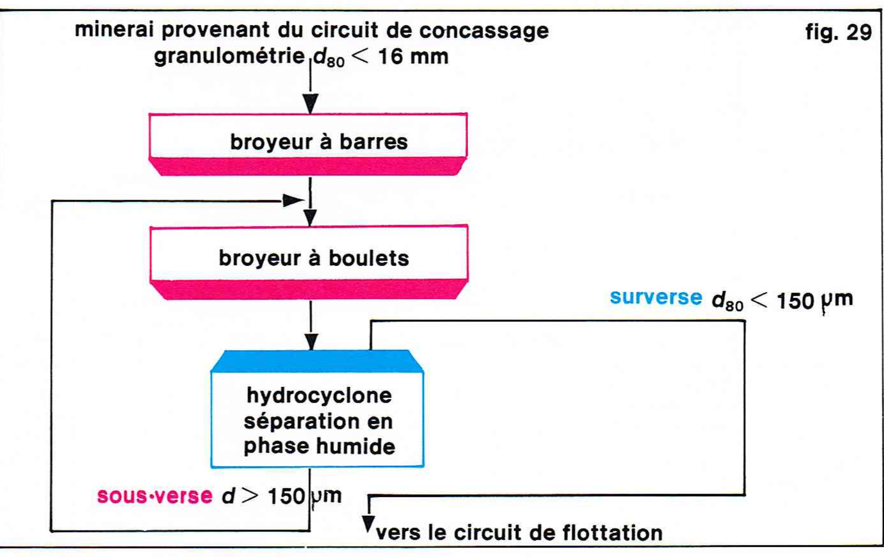
Le broyage est l'opération la plus onéreuse de la préparation mécanique du minerai à cause de sa consommation d'énergie (le rendement énergétique très faible n'est que de 2 à 3 % de l'énergie consommée) et d'acier (par usure des corps broyants). Dans le cas des minerais de cuivre, concassage et broyage consomment 27 % de toute l'énergie dépensée dans l'exploitation minière, la minéralurgie et la métallurgie.

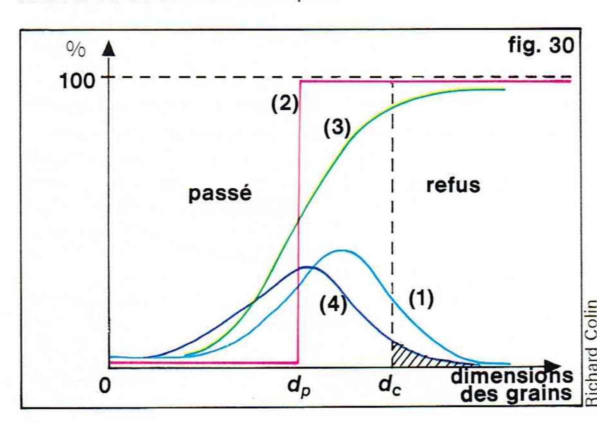
Le broyage s'effectue en un ou deux étages en phase humide ; le minerai provenant du circuit de concassage mis en pulpe (minerai + eau) passe dans une série de broyeurs qui réduisent sa granulométrie jusqu'à la dimension de « libération ». Un classificateur permet de renvoyer en tête du circuit les produits insuffisamment broyés (voir *fig.* 28).

Les broyeurs sont des cylindres, de diamètre compris entre 1 et 4 m, disposés horizontalement ou légèrement inclinés, tournant autour de leur axe. Les plus répandus dans l'industrie minière sont les broyeurs à barres et les broyeurs à boulets qui ont des rapports de réduction pouvant atteindre 500/1. Dans ces broyeurs, le roulement des barres ou des boulets sur eux-mêmes, provoqué par la rotation du cylindre, broie le minerai par chocs, frottement et attrition.

L'usure des corps broyants (barres et boulets) est très importante et dépasse de loin celle des pièces du concasseur ; pour un même rapport de réduction de 50/1, la consommation d'acier au manganèse est de 50 g/t au concassage et 2 500 g/t au broyage d'un quartz minéral particulièrement dur et abrasif. Lorsque le minerai est très dur, les corps broyants peuvent être constitués par de gros blocs du minerai lui-même, ce qui évite l'emploi de boulets ou de barres métalliques.







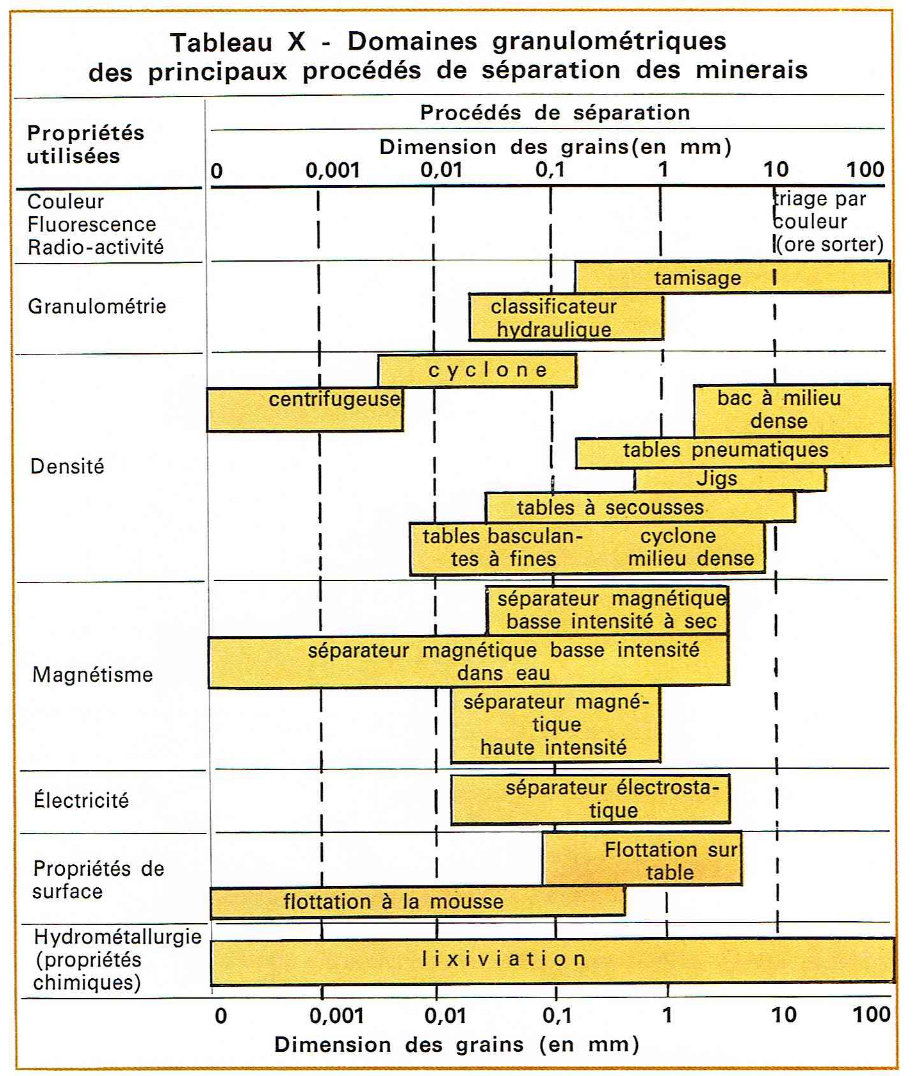
▲ *En haut, figure 28 : exemple schématique d'un circuit de concassage ; d_{80} < 16 signifie que 80 % des particules sont de dimension inférieure à 16 mm.*
Ci-dessus, figure 29 : schéma d'un circuit de broyage ; à l'entrée, 80 % des grains sont de dimension inférieure à 16 mm ; à la sortie, 80 % des grains sont de dimension inférieure à 150 µm.

◄ *Figure 30 : distribution granulométrique de l'alimentation d'un classificateur* [1] *; courbe de partage d'un classificateur parfait (en cumulé)* [2] *; et d'un classificateur réel (en cumulé)* [3] *; distribution granulométrique du « passé » (en %)*[4].

La classification

La classification a pour but de séparer, dans une alimentation constituée de grains de dimensions différentes — voir la courbe **(1)** de distribution granulométrique de la *fig.* 30 —, d'un côté ceux dont la dimension est inférieure à une dimension de coupure d_c et, de l'autre, ceux dont la dimension est supérieure à cette dimension de coupure.

Les appareils de classification ne permettent pas de réaliser une séparation parfaite ; ils sont caractérisés par une courbe de partage. Pour un appareil parfait, celle-ci aurait la forme d'un échelon : tout grain de dimension inférieure à d_p (dimension de partage) se retrouverait dans le « passé », et tout grain de dimension supérieure dans le « refus » — courbe **(2)**. Pour obtenir une coupure à la dimension d_c, il suffirait donc de choisir l'appareil tel que sa dimension de partage soit précisément égale à d_c. Malheureusement, pour les classificateurs industriels, la séparation n'est pas aussi nette. La probabilité pour un grain de dimension inférieure à d_p de passer dans le « refus » n'est pas négligeable (et inversement). La courbe de partage a la forme d'un S. La dimension de partage du classificateur réel est alors définie comme étant celle des grains que l'appareil ne sait pas trier : la moitié va dans le « refus », et la moitié dans le « passé » — courbe



▲ ***Tableau X : domaines granulométriques des principaux procédés de séparation des minerais.***

(**3**). Les grains sont d'autant mieux classés que leur dimension est plus éloignée de d_p.

On est donc amené, pour classer les grains, à choisir un appareil dont la dimension de partage est inférieure à d_c, si l'on veut privilégier la pureté du « passé ». La courbe (**4**) donne la distribution granulométrique de ce « passé » dont la pureté est mesurée par l'aire hachurée. Dans la pratique industrielle, on appelle d_{80} la dimension telle que 80 % des grains du « passé » soient plus petits que ce d_c (l'aire hachurée représente alors 20 % de l'aire totale de la courbe du « passé »).

Les classificateurs les plus employés dans les laveries modernes sont les cribles et les hydrocyclones.

Les cribles (tamis) sont des classificateurs pour grains assez gros (supérieurs à 1 cm) et fonctionnent à sec aux différentes étapes du concassage. Les cribles à secousses sont des plaques de tôles perforées ou de toile métallique inclinées de 15 à 20°, couplées à un moteur qui les fait vibrer à une fréquence de 1 000 vibrations par minute. Les cribles vibrants ont des fréquences plus élevées : 1 000 à 3 600 vibrations par minute. Ils ont sur les cribles à secousses l'avantage d'une capacité supérieure et de frais d'entretien moindres.

Les hydrocyclones classent les grains de petites dimensions en phase humide selon leur taille et leur densité (ils sont souvent utilisés à la sortie des broyeurs). La pulpe est injectée, sous pression, tangentiellement dans un cylindre qui peut atteindre 50 cm de diamètre ; elle est soumise à des accélérations centrifuges 1 000 fois supérieures à la gravité terrestre. Les grains grossiers et denses descendent dans la partie inférieure conique de l'appareil où ils sont évacués, constituant la sous-verse du cyclone. Les grains fins et légers sont évacués dans la partie supérieure du cylindre avec la plus grande partie de l'eau et constituent la surverse (*fig.* 31).

Les différents procédés de concentration

Ces procédés sont très nombreux et très variés. Il s'agit dans tous les cas de profiter des différences de comportement entre minéraux de nature différente, lorsqu'ils sont soumis à une sollicitation extérieure, pour les séparer. Ces sollicitations peuvent être de nature purement physique (optique, électrique, magnétique, mécanique) ou physico-chimique (flottation, hydrométallurgie). Pour un même minerai, plusieurs procédés sont généralement utilisés en série, suivant la finesse de broyage : les procédés les moins élaborés (densimétriques et gravimétriques) permettent de faire une première coupure sur des granulométries grossières. Les produits plus fins sont traités par des procédés plus sophistiqués comme la flottation (*tableau* X).

Principes de la concentration

Quel que soit le procédé adopté, le but est de produire, à partir des minerais de faible teneur, des concentrés de teneur plus élevée. Dans l'atelier de concentration entre un minerai brut broyé, et il en sort deux produits : les concentrés riches en métal et les « stériles », qui, dans le cas idéal, devraient être dépourvus de métal. En fait, la concentration de minerai est une opération chère, et les coûts seraient rapidement prohibitifs si l'on cherchait à récupérer tout le métal contenu dans le minerai. De ce fait, les produits appelés « stériles » ont toujours une certaine teneur en métal. Le taux de récupération du métal, qui est le rapport entre la quantité de métal récupéré et la quantité de métal contenu dans le minerai, mesure la performance de la laverie. Ce taux est compris entre 80 et 95 % pour les grands ateliers de flottation des minerais sulfurés ; il tombe à 70 % et même 60 % pour certains procédés gravimétriques (Jigs).

Toujours pour des raisons économiques, la teneur des concentrés est limitée : certaines laveries de phosphates se contentent de concentrer du minerai de 58 % à 62 %, rejetant des stériles ayant une teneur de plus de 45 %. Ces « stériles » riches en substances nobles, mais actuellement non économiques, sont susceptibles d'une réexploitation ultérieure. C'est ainsi qu'on exploite actuellement des « minerais » à 0,4 % de cuivre qui sont des « stériles » rejetés il y a quarante ou cinquante ans.

Schéma économique d'un atelier de concentration

Une quantité M_0 de minerai à la teneur T_0 entre en tête de laverie. Il en sort une quantité M_1 de concentrés à la teneur T_1 et une quantité M_2 de « stérile » à la teneur T_2 :

— $M_0 = M_1 + M_2$; conservation de la masse ;

— $M_0T_0 = M_1T_1 + M_2T_2$; conservation en masse de la substance noble ;

— $\rho = \frac{M_1T_1}{M_0T_0}$; taux de récupération du métal contenu : mesure l'efficacité de la laverie ;

— $R = \frac{M_1}{M_0}$, rendement pondéral de la laverie : donne le tonnage des concentrés.

Ces huit grandeurs sont reliées entre elles par quatre relations. On ne peut donc fixer arbitrairement que quatre d'entre elles. Pour un minerai donné, on connaît M_0 et T_0. La laverie est donc définie par deux paramètres indépendants, qui peuvent être la teneur des concentrés T_1 et le taux de récupération métal ρ. Alors $R = \rho\frac{T_0}{T_1}$

et
$$T_2 = \frac{(1 - \rho)\ T_0}{1 - \rho\ \frac{T_0}{T_1}}$$

Les procédés fondés sur la gravité

Les procédés de concentration par gravité utilisent simultanément les variations de densité, de volume et de forme des particules pour obtenir une séparation soit dans l'air, soit sur un plan incliné, soit dans un milieu dense statique ou en mouvement. Trois méthodes ont été mises au point et exploitées industriellement.

La méthode de la nappe pelliculaire fluante. Une nappe d'eau de faible épaisseur (quelques centimètres) s'écoule sur un plan incliné. Les particules, suivant leur vitesse et leur résistance au mouvement, se séparent en classes densimétriques.

Les *tables dormantes,* dont le type le plus répandu est la table « canvas », sont des surfaces inclinées à fond rugueux. Elles sont utilisées pour le traitement des boues aurifères. La récupération de l'or est obtenue en lavant la surface rugueuse avec de l'eau propre; la capacité de ces tables varie de 0,1 à 1,5 t/m²·h de minerai traité. On l'utilise encore quelquefois pour récupérer la cassitérite (minerai d'étain).

La *spirale Humphreys* a connu un succès industriel remarquable. C'est une goulotte de section arrondie enroulée autour d'une hélice dans laquelle on laisse écouler la pulpe broyée à une granulométrie de 2 à 0,05 mm. Sous l'effet des forces centrifuges, de la pesanteur, du frottement et du courant d'eau, il se produit une classification; les grains les plus denses cheminent à l'intérieur, les plus légers à l'extérieur de la spirale. Le fait que la spirale n'utilise pas de force motrice, qu'elle soit peu encombrante et d'entretien facile explique son succès. En 1966, on en dénombrait 25 000 appareils dans l'industrie minière occidentale concentrant du charbon, des minerais de fer, de wolframite, de tungstène, de chrome, de phosphates de titane, de plomb et de zinc, de l'or, du manganèse, du talc, de la pyrite, etc. La capacité d'une spirale est de 0,5 à 2,5 t/h. Son inconvénient réside dans le fait que ses « stériles » sont riches en métal et doivent être retraités.

La méthode de l'accélération différentielle. Les particules sont soumises à des oscillations périodiques qui provoquent une sédimentation différentielle entre les particules lourdes et les particules légères. Les tables inclinées à secousses et les jigs, dont l'origine remonte au Moyen Age dans les exploitations de plomb-zinc du Hartz en Allemagne, relèvent de cette technique. Ils ont l'inconvénient, comme les tables dormantes et les spirales Humphreys, d'avoir de faibles capacités (1 t/h-m²), et ils ne peuvent efficacement équiper des laveries dont la taille ne cesse d'augmenter.

Les milieux denses. Le procédé gravimétrique le plus simple à imaginer consiste à introduire le minerai broyé dans un liquide de densité intermédiaire entre celle de la gangue et celle des minéraux valorisables. Les produits les moins denses surnagent, tandis que les plus denses se déposent et sont récupérés au fond de l'appareil. La difficulté réside dans le choix du médium de densité appropriée, qu'on régénère facilement une fois la séparation effectuée. A l'origine, on utilisait l'argile, la barytine et la galène pour confectionner ce médium, mais, rapidement, on est passé aux matériaux magnétiques (magnétite et surtout ferrosilicium) dont les médiums sont plus stables et plus faciles à récupérer ou à épurer grâce à une séparation magnétique.

Pour des minerais de cristallisation grossière, ce procédé est susceptible de donner des concentrés définitifs à une granulométrie comprise entre 1 et 100 mm. L'emploi des cyclones à milieu dense, qui ajoute les forces centrifuges à la pesanteur, permet de traiter des granulométries inférieures au dixième de millimètre. Le milieu dense est utilisé pour la concentration du charbon, du fer, des minerais métalliques (plomb-zinc, étain, chrome), des minerais non métalliques (fluorite, magnésite, sels, diamants, bauxite) et des matériaux de construction (gravier, sable, pierre ponce).

L'inconvénient majeur de tous les procédés gravimétriques est leur faible taux de récupération (30 à 60 %), mais, à cause de leurs coûts très bas, ils sont utilisés en combinaison avec d'autres méthodes et constituent les premiers étages des circuits de concentration; ils permettent de séparer la partie la plus facile à récupérer des minéraux valorisables.

Procédés magnétiques et procédés électriques

Procédés magnétiques. Ils consistent à soumettre les grains de minerais en mouvement à un champ magnétique. Suivant leurs propriétés magnétiques, les minéraux sont déviés sur des trajectoires différentes, ce qui permet leur séparation. On utilise ces techniques pour traiter les minerais à forte susceptibilité magnétique comme les oxydes de fer (magnétite), de manganèse, certaines espèces de chromites ferrifères, etc. La séparation peut être effectuée à sec ou en phase humide. L'intensité du champ magnétique créé par l'électro-aimant du séparateur est un paramètre important. C'est ainsi qu'on distingue des séparateurs basse intensité et des séparateurs haute intensité, pour les minéraux moins magnétiques.

Procédés électrostatiques. On utilise la plus ou moins grande aptitude des particules à se charger électriquement (par induction, conduction ou sous l'effet d'un gaz ionisé) pour les séparer dans un champ électrostatique; soumises à ce champ, les particules en mouvement sont plus ou moins déviées selon la charge qu'elles ont acquise. La séparation électrostatique exige l'existence d'un champ électrique de forte intensité. Sur le plan industriel, la principale application est le traitement des sables de plages titanifères. Après un traitement préalable à la spirale, qui élimine les éléments légers, l'électrostatique permet la séparation des substances conductrices (ilménite et rutile). On peut aussi l'utiliser dans le traitement de la chromite, de l'hématite, de la magnétite, de la scheelite, de la colombite et de la cassitérite. Ce procédé est moins répandu que les procédés magnétiques, plus faciles à mettre en œuvre.

La radio-activité. Les substances radio-actives émettent des rayonnements α, β et γ qui peuvent être utilisés pour les séparer de leur gangue silicatée. Le rendement de ce procédé de séparation est toujours médiocre, c'est pourquoi il est peu utilisé.

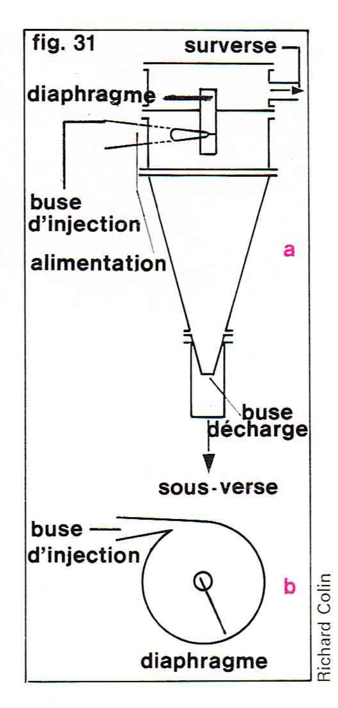
La flottation

La flottation est la méthode d'enrichissement de minerai la plus utilisée dans le monde. On l'emploie industriellement pour concentrer les minerais de toutes les substances minérales métalliques ou non métalliques, particulièrement les minerais sulfurés qui constituent la fraction la plus importante des ressources minérales exploitables.

Principe. La flottation est fondée sur les propriétés physico-chimiques de surface des minéraux. En effet, certains minéraux, plongés dans un liquide, sont hydrophobes; leur surface ne mouille pas et ils ont tendance à s'attacher à des bulles d'air qui remontent à la surface du bain. D'autres espèces minérales, par contre, sont hydrophiles; elles ne suivent pas les bulles d'air et restent en suspension dans le bain. La flottation consiste à séparer dans une cellule les minéraux valorisables de la gangue en les rendant hydrophobes. De l'air est injecté au fond de la cellule de flottation; l'emploi de moussants favorise la formation et la stabilité de bulles d'air qui se réunissent à la surface et forment la mousse, laquelle contient les minéraux valorisables (*fig.* 32).

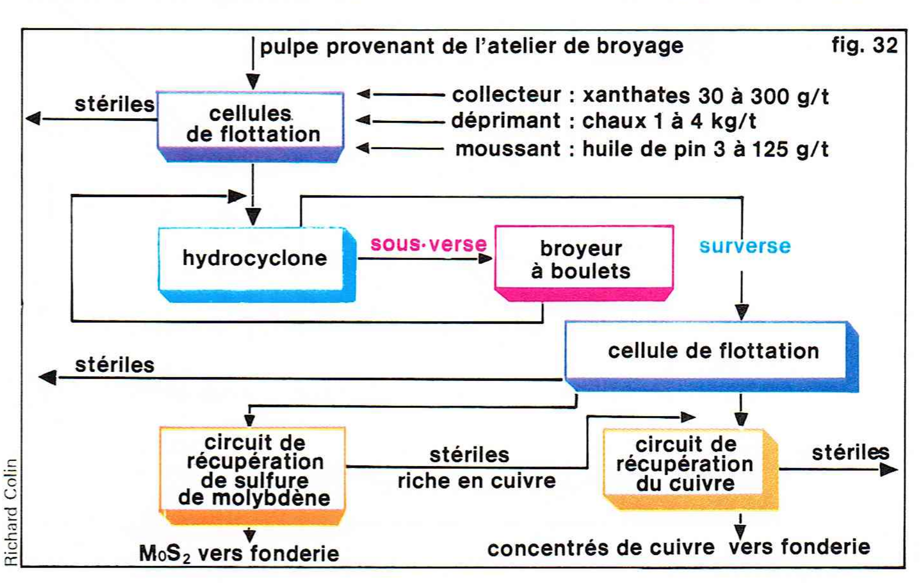
Les difficultés de la flottation résident dans le choix des réactifs chimiques permettant la meilleure séparation des minéraux valorisables de la gangue et le contrôle de la cinétique de la flottation dans les grandes cellules industrielles.

Les réactifs chimiques de la flottation. Les connaissances empiriques et théoriques acquises depuis 1915, début de la flottation industrielle, n'ont pas encore permis d'élucider complètement le comportement des interfaces solide-liquide-air. De ce fait, le choix des réactifs chimiques adaptés à la flottation d'un minerai donné est encore largement empirique. On peut cependant classer les différents réactifs suivant leur fonction.

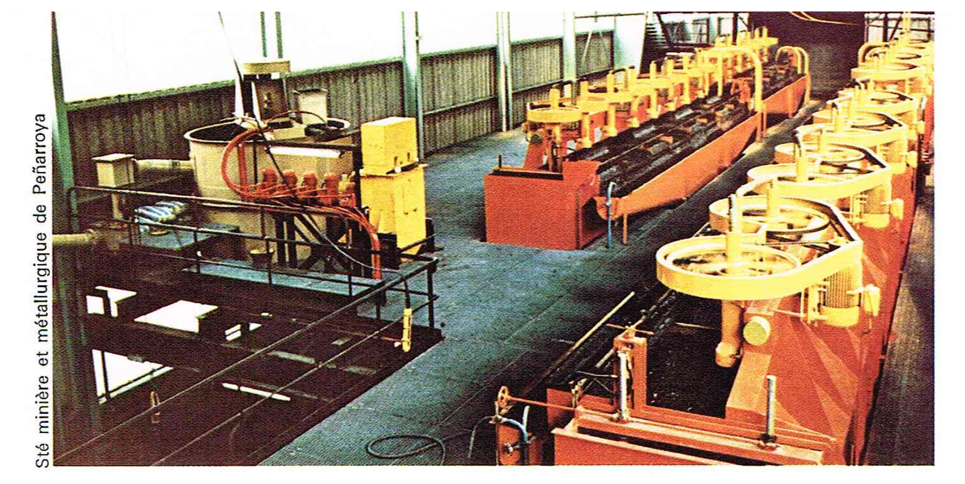


▲ *Figure 31 : représentation schématique d'un hydrocyclone ;* a, *coupe verticale,* b, *coupe transversale.*

▼ *Figure 32 : principe de flottation d'un sulfure de cuivre composite contenant du molybdène.*



Sté minière et métallurgique de Peñarroya



▲ *Atelier de flottation d'une laverie moderne de zinc. Dans les grandes laveries, il peut y avoir plusieurs centaines de cellules de flottation.*

Les *collecteurs :* ce sont des substances chimiques organiques ayant la propriété de rendre certains minéraux hydrophobes. Les collecteurs à base d'amines sont utilisés dans la flottation de nombreux minéraux silicatés. Les collecteurs des minerais sulfurés sont essentiellement des xanthates, huiles provenant du pétrole. Il faut en moyenne 150 g de xanthates pour flotter une tonne de minerai sulfuré de cuivre.

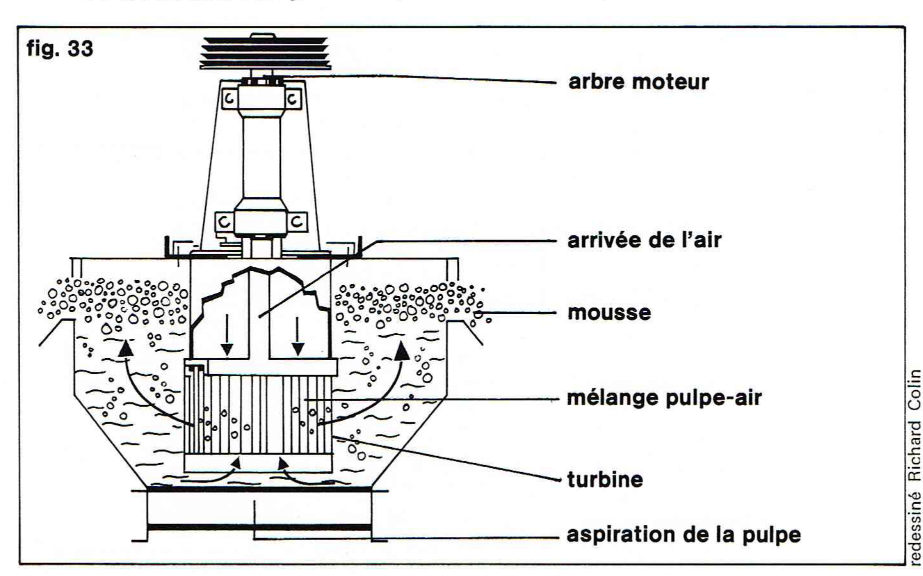
Les *moussants :* le rôle des moussants est de produire de la mousse en quantité suffisante pour piéger les particules hydrophobes. L'huile de pin est le principal moussant utilisé ; on emploie aussi des alcools pour la flottation des silicates, et l'acide crésylique pour les minerais métalliques oxydés.

Les *déprimants* et les *activants :* dans la flottation différentielle des minéraux composites, on récupère successivement les différentes substances nobles. Le rôle des déprimants est d'empêcher le collecteur de se fixer sur les faces d'une ou de plusieurs espèces minérales qu'on ne veut pas encore récupérer. La laverie de Largentière (Ardèche) traite un minerai composite constitué de galène, de cérusite et de blende. La première phase de la flottation consiste à récupérer la galène et la cérusite en déprimant la blende qui, dans la deuxième phase, est réactivée par un ajout de sulfate de cuivre, puis flottée et récupérée à son tour. Les principaux déprimants et activants (dont le rôle est l'opposé de celui des déprimants) sont les sels des métaux (sulfates essentiellement pour les minerais sulfurés) ; la consommation est de 250 à 500 g/t.

Les *régulateurs :* ils ont pour fonction de maintenir la cellule de flottation à un pH constant. La flottation d'une tonne de sulfures de cuivre consomme de 500 à 2 500 g de soude. La flottation de la blende et de la galène consomme de la chaux dans les mêmes proportions. La flottation des silicates se faisant en milieu acide à un pH compris entre 2 et 5, on utilise comme régulateur l'acide sulfurique.

Les cellules de flottation. Une laverie moderne est constituée de dizaines de cellules de flottation en série ou en parallèle. La laverie de la mine de cuivre de Bougainville a 216 cellules. Il existe plusieurs types de cellules selon les procédés d'alimentation en pulpe et en air sous pression et de récupération de la mousse. Tous ces procédés comportent une injection d'air au fond de la cellule et une agitation mécanique du bain (*fig.* 33).

▼ *Figure 33 : coupe schématique d'une cellule de flottation (type Fagergren) [d'après P. Blazy,* **la Valorisation des minerais,** *P. U. F., Paris, 1970].*



redessiné Richard Colin

Ces dernières années, le développement de l'industrie minérale a provoqué l'augmentation de la taille des cellules de flottation à agitation mécanique : elle est passée de 1,5 m^3 à 15 m^3. L'augmentation de la productivité en a été le corollaire ; de 30 t par homme-poste dans les petites laveries, elle s'élève à plus de 1 000 t par homme-poste dans les grandes laveries qui bénéficient d'un contrôle automatique perfectionné du processus de flottation. On a pu ainsi maintenir compétitif le coût de la flottation, qui reste de loin la méthode minéralurgique la plus répandue.

La lixiviation

La lixiviation relève de l'hydrométallurgie, procédé chimique de traitement des substances minérales qui dépasse le cadre de la concentration des minerais, puisqu'elle se prolonge jusqu'à l'électroraffinage et la production du métal pur.

La lixiviation, pratiquée depuis longtemps sur les minerais oxydés de cuivre qui se prêtent mal à la flottation, connaît un regain d'intérêt parce qu'elle est moins polluante que la pyrométallurgie et offre des possibilités nouvelles à l'exploitation minière (lixiviation *in situ* ou en tas). Elle consiste à arroser le minerai broyé à une granulométrie convenable avec un produit chimique capable de dissoudre sélectivement le métal. La solution résultante est récupérée après filtration, puis raffinée pour en retirer le métal pur.

Des essais sont en cours aux États-Unis et au Canada pour lixivier directement le minerai à la mine (lixiviation *in situ*). Cette voie nouvelle, très prometteuse, est particulièrement adaptée pour l'exploitation des petits gisements de substances métalliques ou d'uranium, facilement solubles.

Une autre voie de la minéralurgie est la biolixiviation des minerais, en utilisant la propriété que possèdent certains micro-organismes de s'attaquer à des substances minérales spécifiques. Le *Thiobacillus ferrooxidans* oxyde le fer ferreux en fer ferrique. Le *Thiobacillus thiooxidans* oxyde le soufre des minéraux sulfurés en ion sulfate SO_4^{2-} dans les milieux acides, ce qui permet de traiter les minerais sulfurés comme la chalcopyrite (cuivre), la galène (plomb), la sphalérite (zinc), ainsi que les sulfures de cadmium, de nickel et de cobalt.

Le conditionnement des concentrés

A la sortie de la flottation, les minerais enrichis se présentent sous forme d'une pulpe très diluée. Les opérations de conditionnement se limitent la plupart du temps à un épaississage de ces pulpes sur filtre à vide rotatif suivi d'un séchage. Dans quelques cas particuliers, le transport est facilité par une dernière opération : le concentré sec auquel on adjoint un liant est transformé en boulets (charbon) ou en boulettes (minerais de fer) qui sont soumis à une cuisson à température modérée.

Dans le cas du fer, ce bouletage constitue en réalité la *première phase des traitements* métallurgiques ultérieurs.

BIBLIOGRAPHIE

Ouvrages

BLAZY P., *Valorisation des minerais*, Paris, 1970. - MULLER Y., *Mines*, 2 vol., Paris, 1964. - SME, *Mining Engineering Handbook*, New York, 1973. - VIDAL V., *Exploitation des mines*, Paris, 1962. - *Exploitation des mines métalliques*, Société de l'industrie minérale, Saint-Étienne, 1961.

Revues

Annales des mines, Paris. - *Bulletin technique des mines de fer*, Saint-Étienne. - *Canadian Mining Journal*, Québec. - *Engineering and Mining Journal*, New York. - *Gluckauf*, Essen. - *Mining Engineering*, New York. - *Revue de l'industrie minérale*, Saint-Étienne.

Cours, thèses, mémoires

Cours de l'École des mines, Paris. - *Cours d'exploitation des mines*, Alès. - *Publications du Centre de mécanique des roches*, Fontainebleau.

MATÉRIAUX USUELS

MATÉRIAUX DE CONSTRUCTION

Parmi les matériaux de construction — bois, pierres, briques, bétons, aciers et autres métaux —, les produits dont l'usage est le plus développé et commun aux constructions de bâtiment et de génie civil sont actuellement les bétons et les aciers « de construction ».

Les bétons hydrauliques sont fabriqués à partir de constituants considérés eux-mêmes comme matériaux élémentaires de construction : liants hydrauliques et granulats naturels ou de synthèse.

Les aciers « de construction » comportent trois grandes catégories de produits : les aciers pour constructions métalliques (produits sidérurgiques plats), les aciers pour béton armé (produits sidérurgiques longs) et les armatures de précontrainte (classées dans les produits de transformation de l'acier).

Ce sont donc ces matériaux qui feront l'objet des plus longs développements; les autres seront présentés rapidement, non parce que leur importance est moindre, mais parce que leur emploi est réservé à des domaines plus limités. Le bois sera traité dans le cadre du texte relatif aux matériaux d'origine biologique.

L'utilisation optimale des matériaux de construction, du point de vue de l'économie d'un pays et de la sécurité des usagers, implique évidemment que l'on tienne compte des caractéristiques propres de ces matériaux et de leurs conditions d'emploi. Il faut donc faire la synthèse des connaissances acquises par les producteurs, les constructeurs et les organismes de recherche :

— d'une part, celles qui concernent la constitution, les propriétés intrinsèques et les comportements des matériaux vis-à-vis des sollicitations auxquelles ils sont exposés au cours des phases successives de construction d'un ouvrage et au cours de la vie de cet ouvrage;

— d'autre part, les connaissances relatives aux sollicitations (effort normal, tranchant, etc.) qui résultent des procédés de construction employés et des actions subies par les ouvrages telles que l'action du poids propre, des charges d'exploitation, du vent, de la neige, des vagues, des chocs thermiques ou mécaniques.

Pour tenter de donner une vue d'ensemble de ce que l'on sait sur les matériaux de construction, seront abordés les points suivants :

* *leur constitution*, c'est-à-dire leur composition et leur structure, qui dépendent du mode de fabrication dans une certaine mesure;

* *leurs propriétés fondamentales*, pour le constructeur, dont la connaissance permet de fixer les possibilités et conditions d'emploi dans une construction donnée. A ces propriétés appartiennent : les relations de comportement; les types de rupture; les propriétés physiques;

* *l'influence du temps et de l'environnement sur les principales caractéristiques initiales des matériaux;*

* les facteurs à prendre en considération dans le *choix d'un matériau pour un emploi donné*, et la détermination des valeurs des caractères des matériaux à prendre en compte dans le calcul d'un type de construction déterminé.

Les données relatives à ces différents points sont extrêmement nombreuses. Ici, elles ne peuvent être présentées de façon exhaustive. Nous nous contenterons d'exposer des idées générales sur l'ensemble du sujet, et surtout de fournir un cadre qui permette au lecteur de comprendre et d'assimiler des textes plus spécialisés.

Caractéristiques générales

Les paramètres essentiels pour définir un matériau sont sa constitution, la composition de ses constituants et ses structure et texture qui dépendent, dans une assez grande mesure — pour une composition donnée — du processus de fabrication.

Les changements de processus de fabrication, dus, d'une part, aux progrès technologiques des moyens de fabrication et aux impératifs économiques qui entraînent une réduction continue des temps de production, et, d'autre part, aux besoins des constructeurs, provoquent une évolution continue de ces paramètres de définition des matériaux de fabrication industrielle et, par conséquent, de leurs propriétés.

Propriétés fondamentales

Relations de comportement

Tout matériau soumis à une sollicitation, qui résulte d'une action imposée, se déforme ou est le siège de forces internes, selon la nature de l'action. L'intensité et la répartition des déformations (ou des contraintes) provoquées, dans un corps d'épreuve de matériau donné, par une sollicitation déterminée, dépendent de la vitesse d'application et de l'intensité de la sollicitation, de la température et de l'histoire du matériau, c'est-à-dire des sollicitations qu'il a déjà subies avant celle dont on étudie l'effet.

La manière dont la matière constituant un corps d'épreuve réagit aux sollicitations peut être représentée par des relations entre les variables de sollicitations et d'état de déformation ou de contrainte, qui sont appelées « relations de comportement ». Celles-ci doivent être déterminées expérimentalement, car on n'est pas encore parvenu à établir des lois générales reliant la constitution d'un matériau et ses relations de comportement. La rhéologie est la science qui traite de ces questions, de manière théorique et expérimentale.

Dans les constructions traditionnelles en acier ou en béton armé, la connaissance de l'ensemble des relations de comportement correspondant à une large gamme des valeurs des paramètres de vitesse d'application des sollicitations et de température n'était pas nécessaire. Le constructeur se contentait généralement des lois de déformation caractérisant le comportement d'une éprouvette (corps d'épreuve) du matériau soumise, à la température ambiante, à une force de compression ou de traction dont la variation dans le temps, jusqu'à rupture de l'éprouvette, s'effectue à une vitesse moyenne représentative des conditions normales d'application des actions.

Les essais effectués pour déterminer les lois de déformation, respectivement en traction (pour les aciers) et en compression (pour les bétons), consistent à soumettre une éprouvette, de forme appropriée, à une force d'intensité croissante jusqu'à l'obtention de la rupture de l'éprouvette, en notant, ou en enregistrant, les valeurs de la déformation correspondant aux différentes valeurs de la force. Ces essais, dits « de traction » ou « de compression », permettent :

— de tracer la courbe représentative de la variation de la déformation en fonction de la force, c'est-à-dire de la relation de comportement dans les conditions fixées (à température donnée et vitesse de variation donnée);

— de déterminer la courbe représentative de la variation de déformation relative, en fonction de la contrainte calculée à partir de la force et de la section de l'éprouvette à laquelle la force est appliquée (il n'est peut-être pas inutile de souligner que les forces et les déformations sont des grandeurs physiques mesurables, alors que le concept de contrainte a été créé pour la commodité des calculs);

— de déduire soit directement, soit à partir des courbes contraintes-déformations, selon des règles normalisées pour chaque matériau, les caractères de base pour le calcul des constructions, appelés « caractères mécaniques ». Ce sont : les résistances à la compression et à la traction; les limites d'élasticité en compression ou en traction; les modules d'élasticité en compression ou en traction; les allongements à la limite d'élasticité, sous charge maximale, à la rupture.

Mais l'évolution des procédés de construction, des moyens et méthodes de calcul ainsi que la diversification des types de constructions et des natures d'actions auxquelles elles sont soumises ont conduit le constructeur à faire « travailler » les matériaux dans des conditions éloignées de celles du domaine exploré par les seuls essais de traction et compression; par conséquent, il a dû développer l'étude d'autres caractéristiques de comportement des matériaux.

Ainsi, il faut citer l'invention du « béton précontraint ». Le procédé consiste à imposer au béton une force quasi permanente de compression telle que ce dernier ne soit soumis, sous l'effet des différentes actions que subit l'ouvrage, qu'à des sollicitations de compression ou, à

la rigueur, à des sollicitations de traction très faibles. En effet, le matériau béton a une bonne résistance à la compression, mais une capacité de déformation par traction très faible qui entraîne systématiquement, dans la construction dite en « béton armé », la fissuration du béton par dépassement de sa capacité d'extension.

La force de « précontrainte » est généralement imposée par des « armatures de précontrainte » (fils, câbles ou barres en acier à haute résistance à la traction) mises en tension mécaniquement jusqu'à un niveau de déformation correspondant à la force voulue et bloquées à cette longueur, de façon à reporter sur le béton l'effort de tension dans l'armature. Il en résulte que, dans ce type de construction, le béton est soumis à une sollicitation de compression permanente, assez élevée en certains points pour que des sollicitations de traction ne se développent pas en d'autres points ; quant aux armatures de précontrainte, il leur est imposé une sollicitation de traction qui est élevée — à la fois pour des raisons économiques et à cause du principe même du procédé —, et dont la permanence est nécessaire au fonctionnement de la construction. Il est donc nécessaire de connaître les lois d'évolution en fonction du temps, respectivement, de la déformation du matériau béton soumis à une force constante (la tension dans l'armature) et de la tension de l'armature maintenue à déformation constante (par l'élément en béton auquel elle est géométriquement liée).

On appelle *fluage* le comportement d'un matériau qui se déforme dans le temps sous l'effet d'une force imposée permettant de maintenir la contrainte constante, et *relaxation* le phénomène de diminution dans le temps du niveau de contrainte dans un élément maintenu à longueur constante. Pour leur emploi en béton précontraint, le fluage du béton et la relaxation des armatures sont donc des caractères « rhéologiques » aussi importants que les caractères mécaniques.

Mais la réalité est encore plus complexe : ces matériaux sont soumis à un « programme de sollicitations », dépendant notamment du mode d'exécution de la construction ; aussi serait-il nécessaire, pour prévoir avec précision le comportement de la construction, de connaître leurs relations de comportement correspondant à des programmes de sollicitations effectifs ou du moins représentatifs de ceux qui sont susceptibles de leur être imposés.

Dans une construction, les matériaux peuvent être également soumis à des sollicitations rapidement variables, répétées un grand nombre de fois, appelées généralement « sollicitations dynamiques ». L'application de ces sollicitations répétées (qui peuvent être d'origine aussi bien thermique que mécanique) à un matériau peut provoquer un phénomène dit de « fatigue ». Un exemple de relation de comportement d'un matériau soumis à un programme de sollicitations répétées est donné dans le cas des aciers. Les facteurs importants de la réponse du matériau sont l'amplitude de la variation de la sollicitation et la valeur de la contrainte maximale imposées, ainsi que la vitesse de variation de la sollicitation.

Enfin, avec des vitesses d'application des sollicitations extrêmement grandes, on arrive au choc. Les relations de comportement des matériaux soumis aux chocs sont mal connues ; on prend donc des dispositions pratiques pour éviter ce phénomène.

Rupture

Le stade ultime de la réaction du matériau vis-à-vis des sollicitations est la rupture. Celle-ci peut être définie comme la séparation en fragments distincts d'un corps d'épreuve initialement monolithique ; les surfaces de séparation créées par la rupture sont les cassures.

Les données fondamentales sont ici celles de la structure de la matière et de la mécanique de la rupture, science jeune mais qui a déjà permis de progresser rapidement dans la connaissance des conditions de propagation d'une fissure, la fissure étant définie comme une surface de discontinuité de la structure à l'intérieur du corps d'épreuve.

Ce sont les modifications de structure du matériau, induites par les sollicitations imposées, qui entraînent la rupture par des processus spécifiques à chaque matériau et au programme de sollicitation. Elles peuvent être classées en deux grandes catégories :

— les modifications statistiquement réversibles ; cela signifie soit qu'il n'y a pas de rupture de liaison entre les éléments constitutifs du matériau ou à l'intérieur de ceux-ci, soit que des liaisons sont ponctuellement détruites mais remplacées à courte distance par des liaisons équivalentes ; dans ce cas, les modifications de structure sont des variations de distance entre les éléments constitutifs ou à l'intérieur de ceux-ci (par exemple une distorsion de réseaux cristallins) ou des mouvements de certains éléments par rapport aux autres (par exemple de l'eau à l'interface des granulats et du liant dans les bétons) ;

— les modifications irréversibles, c'est-à-dire les ruptures de liaison sans rétablissement d'autres liaisons à courte distance.

Lorsqu'un matériau ne peut opposer que des évolutions de structure réversibles aux sollicitations auxquelles il est soumis, il a un comportement purement élastique jusqu'à la rupture. Celle-ci se produit alors sans déformation résiduelle (après rupture) et sans variation de volume du corps d'épreuve à l'échelle macroscopique : la rupture et la cassure sont dites « fragiles ».

Au contraire, lorsqu'un matériau peut opposer aux sollicitations des modifications de structure irréversibles qui se développent progressivement dans les zones les plus sollicitées, il a un comportement dit « plastique » avant la rupture qui est qualifiée de « ductile ». Elle est accompagnée de déformations, localisées dans le volume de matériau proche de la cassure, importantes à l'échelle macroscopique (donc visibles à l'œil nu). Ces variations dimensionnelles macroscopiques sont caractéristiques des cassures ductiles.

Un matériau est d'autant plus ductile que sa structure tolère une plus grande densité de modifications irréversibles, c'est-à-dire, en termes non spécialisés, « s'adapte ». Les processus selon lesquels se produisent et se développent les modifications irréversibles de structure sont spécifiques du matériau, et plus précisément de ses « défauts » de constitution.

Le comportement à la rupture d'un matériau peut être caractérisé intrinsèquement :

— d'une part, par l'énergie de déchirure, c'est-à-dire l'énergie nécessaire pour entraîner la propagation instable d'une fissure interne, qui est une surface de discontinuité de la structure résultant du développement des modifications irréversibles ; les méthodes de détermination de ce caractère qui rend compte de la « ténacité » des matériaux, mises au point notamment pour les métaux, sont actuellement en cours de généralisation au cas d'autres matériaux tels que les bétons ;

— d'autre part, par le faciès de la cassure à l'échelle macroscopique par observation visuelle, et à l'échelle microscopique par microfractographie, c'est-à-dire examen au microscope électronique des surfaces des cassures ou de leurs répliques. Cette technique a permis de faire d'importants progrès dans la connaissance des modifications de structure qui précèdent et accompagnent la rupture, et dans celle des mécanismes des ruptures respectivement dites « ductiles », « fragiles » ou « semi-fragiles » à l'échelle macroscopique.

En pratique, à l'heure actuelle, le comportement à la rupture est seulement caractérisé, pour les métaux et pour les usages courants, par les variations dimensionnelles du corps d'épreuve dans la zone comportant la cassure par essai de traction, ou par l'énergie de rupture d'éprouvettes entaillées soumises à un essai de choc, ou par la « cristallinité » de la cassure. Ce sont ces caractères qui sont retenus comme critères de ductilité (ou de fragilité) du matériau, critères importants d'aptitude à l'emploi dans certains types de constructions (construction métallique soudée notamment).

Toutefois, pour quelques utilisations de matériaux à haute résistance mécanique, les critères de taille critique de fissures, ou d'énergie de déchirure, sont à l'étude.

Propriétés physiques

La principale propriété physique de tout matériau utilisé dans une construction, quelle qu'elle soit, est son coefficient de *dilatation thermique*. En effet, cette constante, pour un matériau donné, détermine les variations dimensionnelles des éléments de structure sous l'effet des variations de température d'exploitation de la construction. Elle doit donc être prise en considération pour fixer

les dispositions constructives relatives aux joints de construction et aux modalités d'assemblage permettant d'éviter les phénomènes de flambement ou de fissuration. Elle joue un rôle important dans le comportement des constructions hyperstatiques.

Le coefficient de dilatation thermique conditionne également la possibilité d'association de deux matériaux dans un même élément de structure. A titre d'illustration, nous attirons l'attention sur le fait que la construction dite en béton armé n'a été possible que grâce à la faible différence de coefficient de dilatation, respectivement, des aciers et des bétons. Il en est de même pour la construction « mixte acier-béton », qui associe des dalles en béton à des poutres en acier.

D'autres propriétés peuvent être importantes dans certains types de constructions : ce sont notamment les coefficients d'*isolation thermique* et *acoustique*.

Influence du temps et de l'environnement

En pratique, les matériaux sont caractérisés par leurs propriétés à l'état initial, c'est-à-dire tels qu'ils sortent de la chaîne de fabrication, ou après une conservation dans des conditions données qui ne les altèrent pas. Mais l'expérience a mis en évidence, indépendamment de toute sollicitation mécanique ou thermique, une évolution dans le temps de ces propriétés due aux modifications de la constitution du matériau sous l'effet des « paramètres d'environnement »; les principaux sont : la température du matériau; l'eau et les éléments en solution; la composition de l'atmosphère; les radiations.

Ces facteurs provoquent généralement une détérioration des propriétés initiales, mais ils peuvent aussi, exceptionnellement, en améliorer certaines (par exemple la limite élastique).

Enfin, pour certains matériaux soumis à des programmes de sollicitations particuliers, une interaction entre la sollicitation et les facteurs d'environnement peut provoquer des altérations particulières de la constitution des matériaux, qui modifient profondément leurs relations de comportement et leurs processus de rupture. Les phénomènes de ce type les plus connus à ce jour sont désignés sous les termes de « fatigue-corrosion » et « corrosion sous tension ».

Choix d'un matériau et conditions d'emploi pour une construction donnée

Le choix d'un matériau pour un emploi précis devrait se faire sur la base de plusieurs catégories de données :

— d'une part, l'ensemble des propriétés fondamentales ainsi que l'influence du temps et de l'environnement sur ces propriétés;

— d'autre part, les programmes de sollicitations auxquels seront soumis ces matériaux au cours de l'exécution des travaux et de la vie escomptée de la construction, et les facteurs d'environnement auxquels ils seront exposés au cours de cette même période.

Les conditions d'emploi du matériau choisi peuvent être définies, d'une part, par les « taux de travail » ou valeurs maximales des contraintes ou déformations du matériau pendant les phases de construction et pendant toute la vie de l'ouvrage; d'autre part, par les modalités de mise en œuvre qui déterminent le « programme de sollicitations » avant la mise en service de la construction (dont il a été souligné que le matériau gardait la « mémoire »).

Elles dépendent de l'ensemble des actions, qui comprennent les facteurs d'environnement, auxquelles seront soumis les éléments de la construction, et des « valeurs garanties » des caractères des matériaux. L'expression « valeurs garanties » signifie ici valeurs sur lesquelles le constructeur peut compter, quels que soient l'instant et l'origine de son approvisionnement en matériau, par opposition à « valeurs effectives », constatées par des essais sur un corps d'épreuve particulier; en effet, les caractères d'un matériau d'une production donnée présentent une variabilité liée à leur mode de fabrication et à la variabilité des constituants.

L'objet des spécifications normatives et réglementaires est de donner une garantie des bases d'hypothèses de calcul et du respect de ces hypothèses concernant les caractères des matériaux.

C'est par rapport à ces valeurs garanties (ou requises) des caractères spécifiés contractuellement que sont fixés les taux de travail maximaux des matériaux, avec des marges de sécurité qui dépendent de la nature du matériau, de ses conditions de fabrication et du type de la construction.

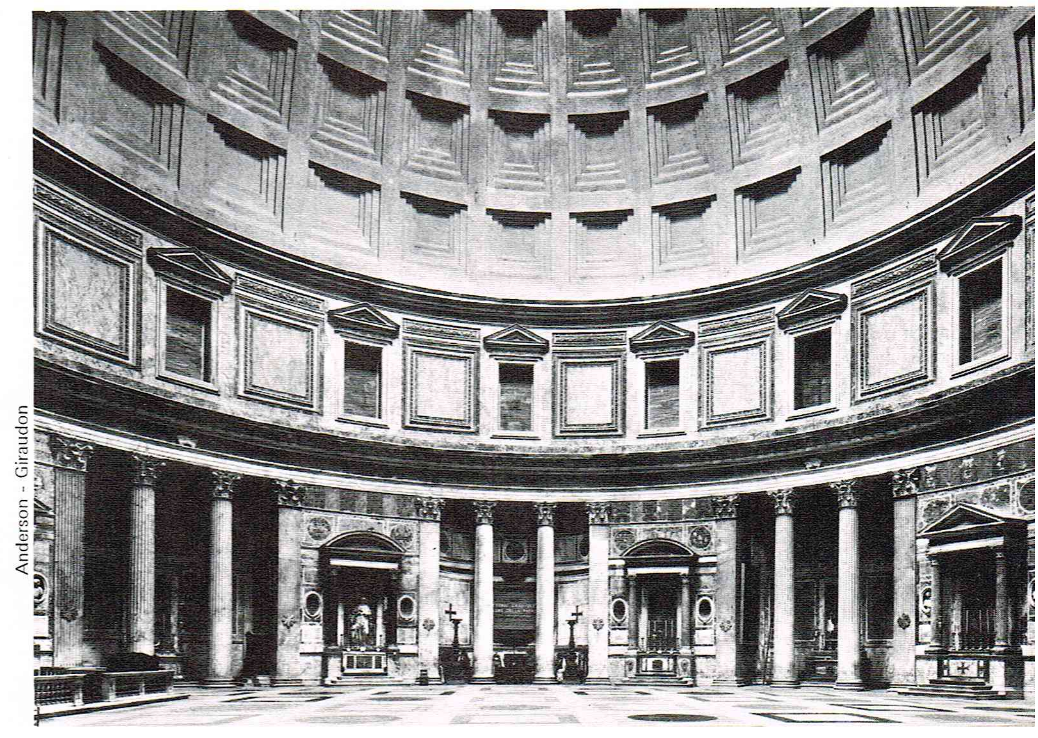
En pratique, pour les constructions courantes, les hypothèses et règles de calcul sont fixées par des textes appropriés, normatifs, réglementaires ou professionnels, qui tiennent implicitement compte de l'expérience acquise (parfois malheureuse) concernant le comportement des matériaux soumis à un programme de sollicitations et à des facteurs d'environnement déterminés. Ils ne sont établis qu'après une expérience suffisamment longue et générale; pour l'emploi de matériaux de construction traditionnels dans des types de constructions nouveaux, ou pour l'emploi de matériaux non traditionnels, c'est-à-dire dont les références d'emploi sont peu nombreuses et de courte durée dans l'emploi considéré, il y a donc lieu d'expérimenter systématiquement les propriétés fondamentales ainsi que l'influence du temps et de l'environnement sur les caractéristiques initiales des matériaux avant de fixer les conditions d'emploi spécifiques à une construction déterminée.

Le béton hydraulique

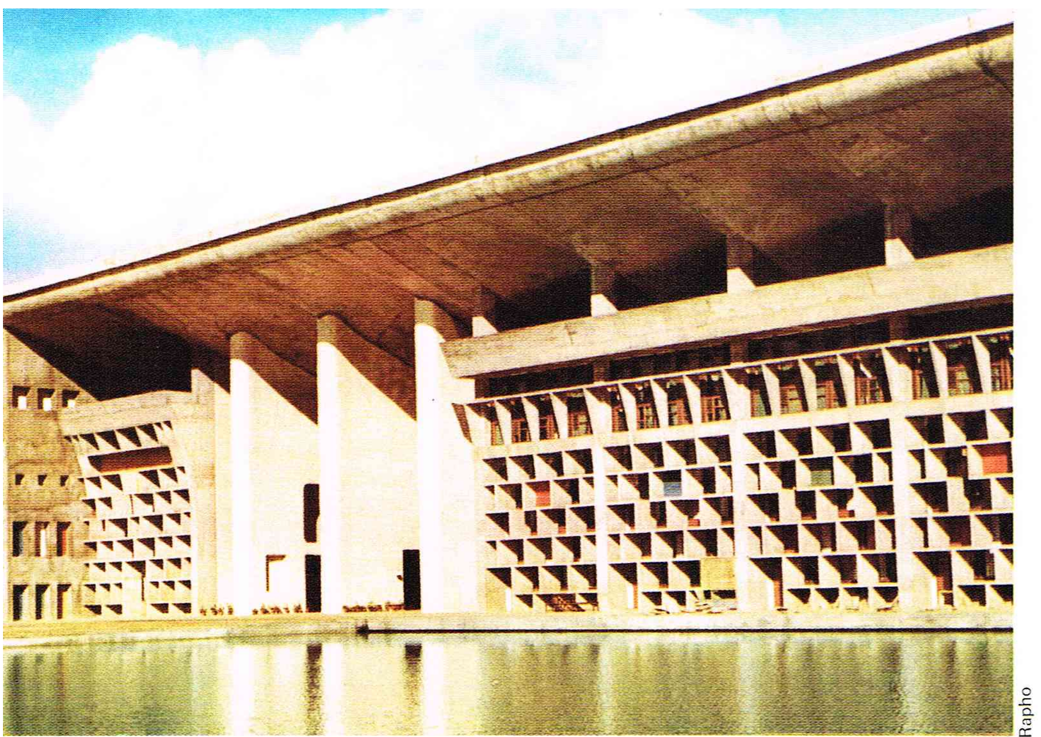
Le béton est un mélange de pierres, de sable et d'eau avec un liant qui résulte lui-même de la cuisson d'une pierre (gypse pour le plâtre, calcaire pour la chaux) ou d'une pierre calcaire et d'une argile (ciment Portland artificiel, ou CPA). Dans son principe au moins, le béton peut être défini comme le mélange habile des constituants les plus communs à la surface de la terre. C'est pourquoi il peut être, à la fois, très ancien mais adaptable aux nécessités futures, universellement utilisé et pourtant mal accepté par le public.

On ne saurait dire quand le béton fut découvert; ses constituants sont si courants qu'ils ont pu être réunis par hasard. L'homme fit sans doute son premier liant sans le vouloir, dès qu'il eut maîtrisé le feu, en calcinant les pierres de son foyer. Les premiers Égyptiens utilisèrent le plâtre; les Grecs et les Romains développèrent l'emploi de la chaux. Assez vite, probablement, on ajouta du sable, puis des morceaux de pierres, de briques et de tuiles. On constata que certains sables volcaniques, comme celui de l'île de Santorin (Grèce) ou celui de Pouzzoles, près du Vésuve, donnaient des mortiers et des bétons plus résistants et plus durables, capables de durcir sous l'eau. De nombreux monuments romains comprennent des parties en béton. Ainsi le Panthéon de Rome, pour ne prendre qu'un seul exemple : ses murs, épais de six mètres, sont en béton; le granulat (sable, gravillon, cailloux) est d'origine volcanique, et le liant un mélange de chaux et de sable de Pouzzoles.

▼ Le Panthéon de Rome, dont les murs épais de six mètres sont en béton.



Anderson - Giraudon



Rapho

▲ *Le palais de justice de Chandigarh. Ici, l'architecture a largement utilisé le béton.*

▶ *Page ci-contre, en haut figure 1 : mélange de deux granulats. Lorsqu'un gros grain remplace une partie du granulat fin, la porosité du mélange diminue (droite AO), mais la présence des gros grains perturbe l'arrangement du granulat fin et augmente sa porosité (effet de paroi, droite AD). Inversement, lorsque les grains fins se logent dans les interstices du gros granulat, la porosité diminue également (droite CC'), mais les grains fins écartent les gros grains, ce qui augmente la porosité (effet d'interférence, courbe BC). Finalement, ABC est la courbe représentative de la variation de la porosité lorsqu'on fait varier la proportion des granulats gros et fins et le remplissage du coffrage est optimal en B. Figure 2 : dosage optimal en eau pour la mise en place.*

Le béton d'aujourd'hui n'est pas très différent; il n'est pas toujours plus résistant, il est parfois moins durable. Est-ce à dire qu'il n'y eût aucun progrès? Bien au contraire, mais ce progrès est simplement celui de la vocation même du béton : une utilisation de plus en plus spécifique, économique, sûre et facile de constituants de plus en plus courants, en vue d'aboutir à un matériau de mieux en mieux adapté à des fonctions qui tendent à se diversifier. Ainsi, le ciment hydraulique durcit sous l'eau aujourd'hui comme il y a 2 000 ans, et ce sont à peu près les mêmes réactions chimiques, mais il n'est plus nécessaire d'aller chercher le sable de Santorin ou de Pouzzoles; au cours des siècles, on trouva d'autres ressources, et notamment des calcaires argileux donnant par cuisson une chaux naturellement « hydraulique » (c'est-à-dire, par définition, capable de faire prise sous l'eau comme dans l'air), mais, comme on ne savait à quoi attribuer cette propriété particulière, on restait tributaire des circonstances favorables offertes par la nature au hasard des formations géologiques. Enfin, en 1818, Vicat montra qu'il était possible de fabriquer un ciment hydraulique en mélangeant un calcaire et une argile en proportion convenable; dès lors, il suffisait de disposer d'une carrière de calcaire et d'un banc d'argile pour fabriquer du ciment, et les possibilités d'implantation de cimenteries s'élargissaient du même coup. Bien entendu, les gisements les plus homogènes furent les premiers exploités, mais, il y a vingt ans, pour satisfaire à la demande croissante en ciment, on ouvrit des cimenteries exploitant des carrières très hétérogènes, le cru étant préhomogénéisé avant d'être traité. En même temps, fait remarquable, grâce au développement des méthodes de contrôle et d'asservissement, la dispersion des valeurs des caractères du ciment n'a cessé de diminuer. On peut gager que d'autres progrès suivront, préparés par les recherches en cours; par exemple, les propriétés du ciment dépendent encore aujourd'hui, dans une certaine mesure, de la composition du gisement en amont de la cimenterie : tous les gisements ne permettent pas de faire commodément des ciments à prise rapide, ou des ciments résistant à l'attaque de l'eau de mer. Or, on peut espérer faire un jour, en maîtrisant les formes cristallographiques, les structures des solutions solides, les teneurs et répartitions des constituants mineurs (oxydes de chrome, nickel, vanadium, etc.), un ciment adapté à l'usage souhaité, à partir de n'importe quel cru. Comme, par ailleurs, des recherches sont faites pour une meilleure utilisation de l'énergie sous des formes de plus en plus variées, on voit donc que la tendance est bien celle annoncée pour le béton en général : faire économiquement et avec régularité le ciment le mieux adapté à l'usage souhaité, à partir du gisement le plus banal.

Ce qui vient d'être dit du ciment pourrait l'être aussi des granulats (sable, gravillons et cailloux). Les ressources alluvionnaires, jusqu'à maintenant préférées aux autres, tendent à se raréfier. Des recherches sont en cours pour apprendre à utiliser en toute sécurité des granulats d'autres provenances, dont certains jusqu'à présent proscrits par les règlements (granulats marins, granulats de calcaires « tendres »), ou encore des granulats de synthèse, obtenus par cuisson d'une argile, frittage des cendres volantes récupérées dans les centrales thermiques, etc. Là, comme pour le ciment, le même mouvement qui tend à banaliser les ressources potentielles entraîne, corrélativement, une diversification des possibilités d'emploi et une meilleure adaptation aux besoins de la construction : ainsi, le béton léger porteur permettra de concevoir des portées d'ouvrage encore plus grandes.

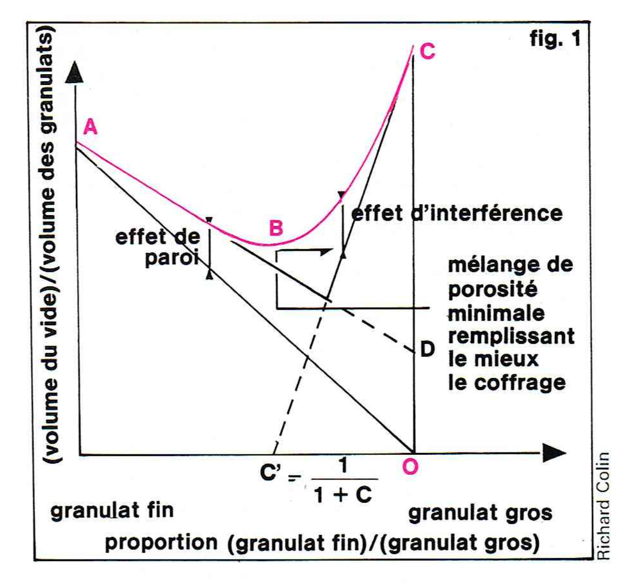
Il existe des pays pauvres en minerais de toutes sortes, mais partout (ou presque) on peut faire du béton; il n'est même pas nécessaire que le pays soit fortement industrialisé. C'est pourquoi le béton est le matériau de construction le plus universellement utilisé; on estime sa consommation mondiale annuelle à $3 \cdot 10^9$ t, soit une tonne par habitant et par an (cinq à dix fois la consommation d'acier selon les pays). Seule l'eau est consommée en plus grande quantité ! Ce matériau, conçu pour l'utilisation ingénieuse des restes, n'a pas à craindre les pénuries dont, dit-on, l'avenir nous menace. Il pourrait être beau (ciment sans oxyde de fer, entraîneurs d'air, etc.) et symboliser notre capacité de tirer le meilleur parti des ressources du milieu. Mais, lorsque cette capacité s'exalte, lorsqu'elle prétend satisfaire les besoins matériels aux dépens des autres (besoin de permanence, d'harmonie, d'élévation, pour ne parler que des sentiments que l'on éprouve à la vue des constructions anciennes), alors le béton reste gris, couleur de l'insatisfaction et du malaise d'une époque.

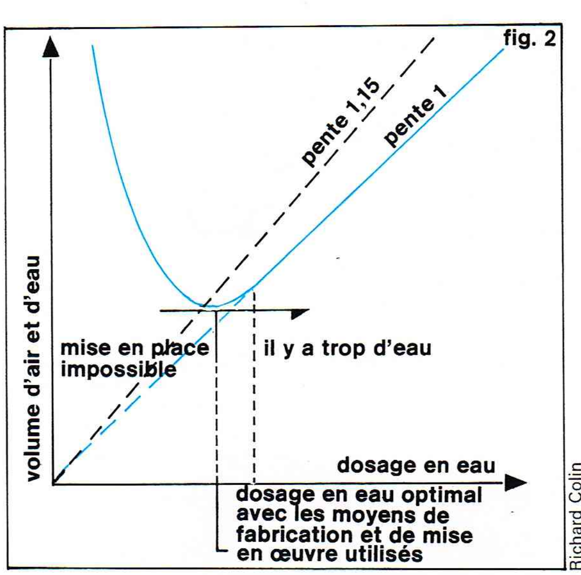
Fabrication, mise en œuvre et structure

Dans un béton, la cohésion est assurée par la pâte de ciment (ciment + eau + adjuvants), et le remplissage par le granulat (cailloux, gravillons, sables). Ces deux fonctions sont importantes, comme le montre la formule de Féret (1896) : $R_c = kc^2/(1 - g)^2$. La résistance à la compression du béton R_c est d'autant plus forte que le ciment est plus liant (facteur de proportionnalité k), que la teneur volumique en ciment c est plus élevée et, enfin, que le granulat (teneur volumique g) emplit mieux le coffrage.

Le ciment est, pour des raisons historiques, qualifié de Portland artificiel et désigné par les initiales CPA. Il est caractérisé par sa classe : la résistance à la compression (en bars) d'un mortier normalisé, âgé de 28 jours. Actuellement, il s'agit d'une résistance minimale (400 bars, par exemple, pour un CPA 400), mais on envisage dans une norme future de fixer des limites maximales et minimales correspondant à certaines probabilités de dépassement. Le CPA est essentiellement un mélange de silicates de calcium (70 à 90 %), d'aluminates ou de ferro-aluminates de calcium (5 à 20 %) additionnés de gypse (2 à 8 %) pour régulariser la prise. Le ciment peut contenir également des constituants dits secondaires, désignés actuellement par les lettres L (pour laitier), C (pour cendre volante), Z (pour pouzzolane), et dans la future norme par la lettre unique J. Un CPJ pourra contenir jusqu'à 35 % d'un constituant secondaire J. Ces constituants secondaires jouent, au début, un rôle de remplisseur, comme le granulat, mais ils peuvent manifester avec le temps des propriétés liantes analogues à celles du CPA (propriétés pouzzolaniques). Pour des travaux souterrains, il peut être intéressant d'utiliser des ciments contenant plus de 90 % de constituants secondaires (CLK).

Les sables, gravillons et cailloux doivent surtout être inaltérables et propres. Leur aptitude à remplir les coffrages dépend de leur forme (granulats roulés ou concassés) et de leur taille (granulométrie). Lorsqu'on mélange deux granulats, il existe en général une proportion optimale pour laquelle le remplissage du coffrage est maximal (*fig.* 1). Généralisant ce résultat, Caquot (1938) a jeté les bases d'une théorie de la granulométrie optimale; cette théorie a été appliquée par Faury, Joisel, Dreux, qui proposèrent des courbes de référence susceptibles de guider en pratique le choix des meilleures proportions entre les différents granulats. Pour les ouvrages importants, on préfère toujours, cependant, faire une étude expérimentale complète qui peut montrer les conséquences, sur la qualité finale du béton, des variations





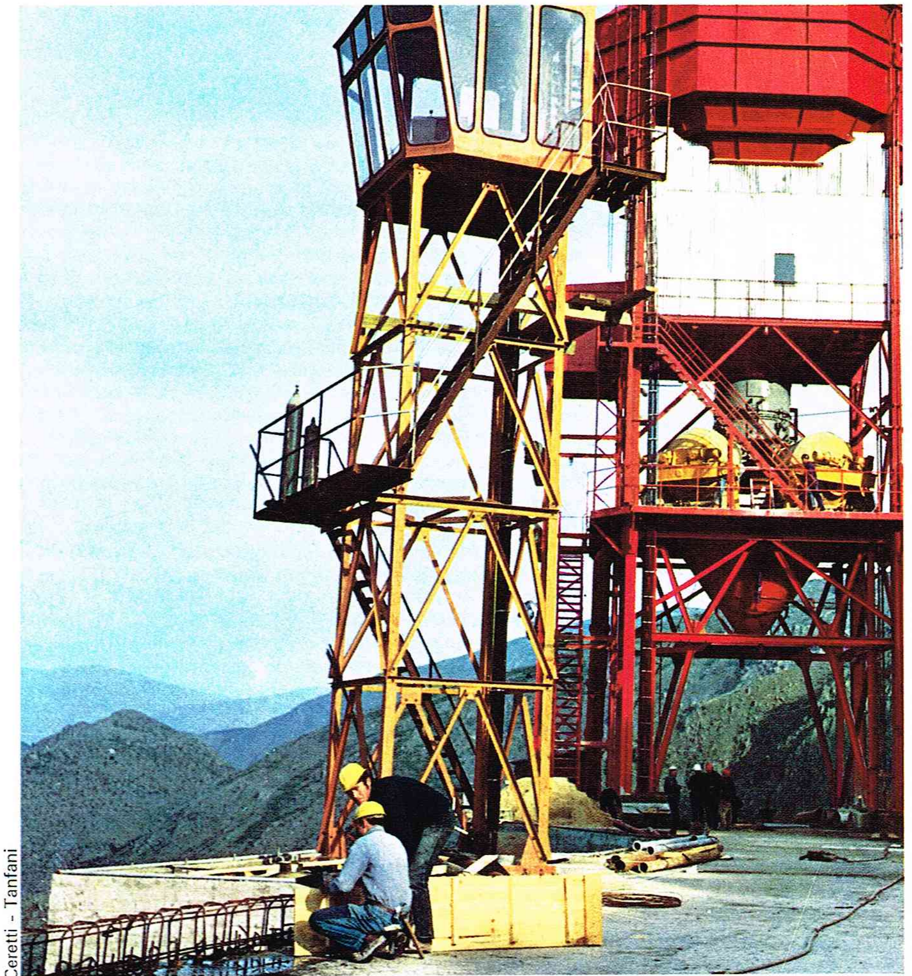
▼ *Ci-dessous, une bétonnière dans le chantier de construction d'une digue. On remarquera les malaxeurs qui fournissent le béton prêt à l'emploi. En bas, figure 3 : aspects physiques de l'hydratation selon T. C. Powers ;* a, *mouvement des ions à travers l'amas d'hydrates ;* b, *croissance de ce dernier ;* c, *rupture de la ceinture d'hydrates sous l'effet de la pression osmotique.*

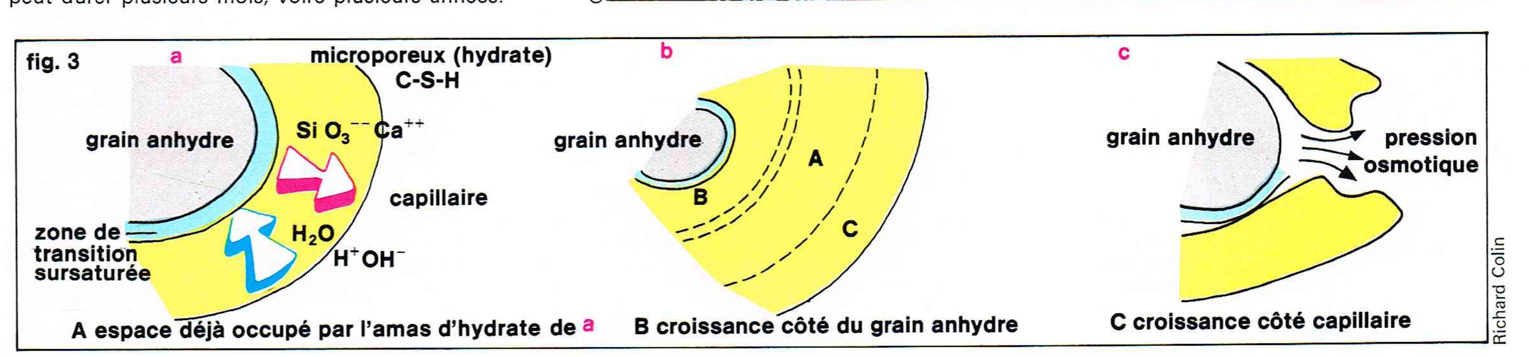
accidentelles des valeurs caractéristiques des constituants, et des écarts par rapport aux proportions nominales.

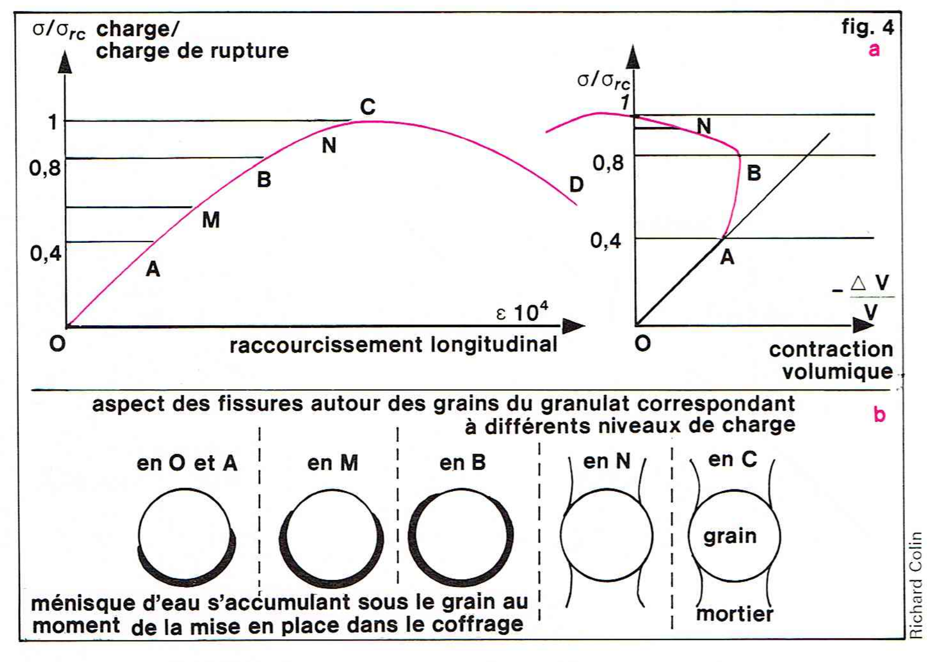
Les adjuvants sont des produits qui, ajoutés en petite quantité dans le mélange, peuvent améliorer les qualités du béton, faciliter sa fabrication ou sa mise en œuvre. Certains agissent sur les propriétés liantes de la pâte de ciment (accélérateurs ou retardateurs de prise, par exemple), d'autres sur la facilité et la qualité du remplissage des coffrages (plastifiants et fluidifiants), d'autres encore stabilisent des microbulles d'air qui favorisent la résistance au gel (entraîneurs d'air).

Le mélange des constituants (eau, ciment, granulat, adjuvants) se fait dans un malaxeur ou une bétonnière. La puissance et la durée du malaxage doivent être suffisantes pour permettre une bonne répartition de la pâte de ciment entre les grains du granulat, l'introduction d'un film d'eau entre les grains de ciment et la formation de petites bulles d'air enrobées d'une fine pellicule de résine lorsqu'un produit entraîneur d'air est utilisé. Le transport du béton depuis le malaxeur peut se faire par bennes, bétonnières portées (appelées communément camions-malaxeurs), tuyauteries (béton pompé). La mise en place dans les coffrages se fait, en général, par vibration. Sous l'effet de la vibration, chaque grain de ciment et de granulat est entouré d'un film d'eau et se meut plus librement ; la facilité de mise en place dépend évidemment de la teneur en eau. Le remplissage du coffrage est maximal pour une teneur en eau optimale qui dépend à la fois des constituants solides et des moyens de mise en place (*fig.* 2).

Les caractères du béton, et notamment sa porosité, ne sont pleinement définis que lorsqu'il est en place dans le coffrage. C'est pourquoi, pour ce matériau, on ne peut distinguer la fabrication de la mise en œuvre. Aussitôt après sa mise en place, le béton est une suspension dense à consistance molle. Il devient une sorte de pierre artificielle cohérente grâce aux réactions chimiques entre le ciment et l'eau : l'hydratation du ciment. On observe une phase de transformation rapide : la prise, qui commence le plus souvent deux à trois heures après le malaxage et dure quelques heures ; vient ensuite une phase de transformation de plus en plus lente : le durcissement, qui peut durer plusieurs mois, voire plusieurs années.

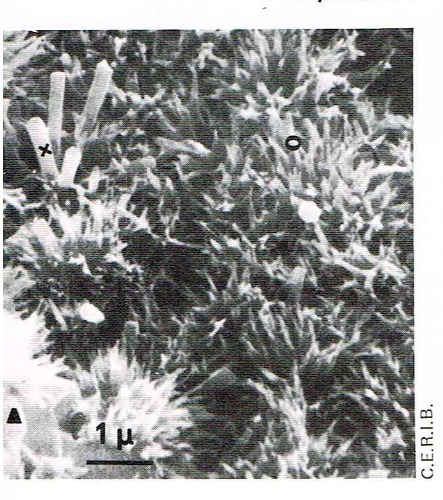






▲ *Figure 4 : a, représentation graphique des quatre phases du comportement; b, aspects des fissures des grains du granulat correspondant à différents niveaux de charge.*

▼ *Ci-dessous, fractographie d'une éprouvette de ciment rompue en traction-flexion après sept jours d'hydratation (microscope électronique à balayage) : o, feuillets enroulés de silicate hydraté C-S-H; x, aiguilles d'ettringite $Ca_3Al_2O_6.3CaSO_4.31\ H_2O$; Δ, cristaux de portlandite $Ca(OH)_2$. Ci-contre, figure 5 : aspect des éprouvettes rompues en compression; a, aspect usuel, rupture en sablier due au frittage des plateaux; b, rupture obtenue lorsque des précautions sont prises pour réduire le frottement contre les plateaux.*



A la fin du siècle dernier, Le Chatelier a donné un schéma de l'hydratation qui est aujourd'hui largement admis : les constituants du ciment anhydre sont dissous et réagissent en solution; les hydrates formés, moins solubles que les anhydres, précipitent. Ils enveloppent le grain anhydre d'une couche qui atteint vite sa structure définitive avec une porosité minimale de 26 %; les pores sont alors si fins qu'aucun nucléus ne peut plus s'y former et que de nouveaux hydrates ne peuvent plus y précipiter. Au fur et à mesure du durcissement, cette couche d'hydrates s'étend à la fois du côté des capillaires qu'elle obstrue en partie et du côté du grain de ciment anhydre qui tend à disparaître; mais elle conserve toujours plus ou moins la forme de ce grain de ciment initial (*fig.* 3). L'étude des pores du béton durci montre la juxtaposition de deux structures, l'une à l'échelle des interstices de la suspension initiale avant prise (de l'ordre du micron), l'autre à l'échelle des hydrates formés (quelques dizaines d'angströms).

L'hydratation s'accompagne :

— d'une diminution de la porosité globale de 50 à 26 % pour la pâte de ciment (soit de 20 à 12 % pour un béton d'ouvrage d'art) ;

— d'un dégagement de chaleur (environ 100 calories par gramme de ciment anhydre) ;

— d'une autodessiccation interne provoquant un retrait sensible en cours de prise, mais négligeable en cours de durcissement ;

— d'une augmentation considérable de la surface spécifique de la phase solide de 1 à 100 m² par gramme de ciment anhydre ;

— enfin de variations du volume apparent de la pâte de ciment, gonflement et retrait (outre celui qui résulte de l'autodessiccation) ; le gonflement est fortement diminué lorsque la pâte se dessèche en s'hydratant; le retrait, non compensé par le gonflement, est cause de microfissures à l'échelle des grains du granulat et parfois de fissures précoces des ouvrages.

Le principal hydrate formé est appelé C—S—H (C pour CaO, S pour SiO_2 et H pour H_2O). Il se présente sous forme de lamelles mal déployées, longues d'un millier d'angströms, larges d'une trentaine (trois feuillets composés chacun de trois couches monomoléculaires). Ce n'est pas les quelques liaisons solides covalentes, formant des ponts entre les lamelles, qui suffisent à assurer la cohésion du béton. En fait, cette cohésion provient surtout des forces de surface, forces de Van der Waals entre les lamelles d'une part, entre les lamelles et l'eau d'autre part. La résistance mécanique du béton tient donc surtout à la surface spécifique énorme des hydrates (100 m²/g). L'adhérence entre la pâte de ciment et les grains du granulat fait intervenir des phénomènes mécaniques (relief), physiques (porosité du grain), chimiques et cristallins (épitaxies). Il existe, à l'interface du grain et de la pâte, une « auréole de transition » ayant ses caractéristiques propres qui influent notablement sur la résistance mécanique et la durabilité du béton.

Déformation et rupture

Le béton est un matériau composite à matrice fragile (granulats enrobés d'une pâte de ciment). C'est pourquoi sa résistance en compression est environ quinze fois plus grande que sa résistance en traction. On montre en effet que, pour un matériau fragile uniformément microfissuré, les fissures commencent à se propager en traction sous une contrainte huit fois plus faible qu'en compression ; de plus, la propagation instable en traction conduit à la ruine immédiate de la pièce, tandis qu'en compression la propagation est stable, et la fissure cesse de se propager si l'effort n'augmente plus. Il est vraisemblable que la présence des grains des granulats accentue encore cet effet, car ces grains doivent retarder davantage la propagation des fissures en compression qu'en traction.

En raison de sa fragilité, le béton est surtout utilisé en compression dans les ouvrages. Les efforts de traction sont repris par les armatures (béton armé) ou annulés par superposition d'une contrainte de compression (béton précontraint). Nous insisterons donc surtout sur le comportement du béton en compression et traiterons rapidement du comportement en traction, d'ailleurs encore assez mal connu.

Comportement en compression

Lorsqu'on comprime une éprouvette en maintenant constante la vitesse de déformation longitudinale, on distingue quatre phases du comportement (*fig.* 4).

* *Phase de déformation élastique* OA. Jusqu'à 30 % environ de la charge de rupture (limite élastique A), la déformation s'annule lorsqu'on relâche l'effort. La valeur du module d'élasticité E (couramment de l'ordre de 350 000 bars ou 35 000 MPa) peut être empiriquement reliée à celle de la résistance en compression R_c, car l'une et l'autre dépendent surtout de la porosité du béton à l'âge considéré :

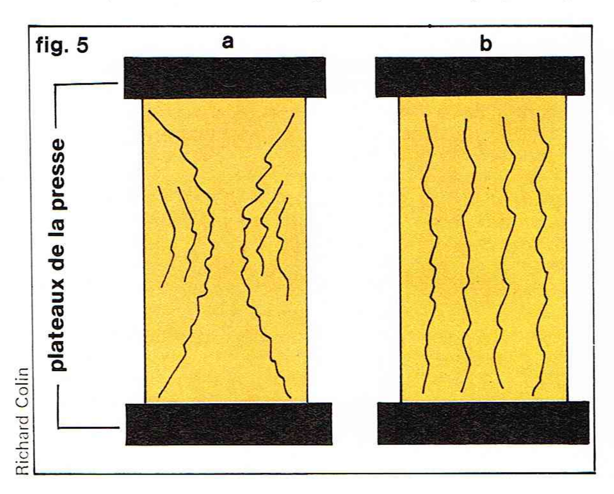
$$E = 17\,500\sqrt{R_c} \qquad (E \text{ et } R_c \text{ en bars})$$

Le coefficient de Poisson est voisin de 0,2.

* *Phase de compression irréversible* AB. Au-delà de la limite élastique, il devient de plus en plus facile de déformer l'éprouvette. Des microfissures commencent à se propager en contournant les grains des granulats. Le coefficient de Poisson augmente de 0,2 en A à 0,5 en B où la déformation se produit à volume constant.

* *Phase d'expansion*. Toute compression au-delà de B produit une augmentation de volume de l'éprouvette. Les microfissures se propagent dans la matrice et tendent à s'aligner parallèlement à l'effort de compression. Si l'on maintient l'effort à une valeur constante supérieure à B, l'éprouvette finit par se rompre, et il semble que B corresponde approximativement à la limite de rupture par fluage en compression (70 à 80 % de la charge de rupture dans un essai de courte durée).

* *Phase de rupture*. Au-delà de C (charge de rupture), il n'est plus nécessaire d'augmenter la charge pour que



les fissures se propagent et que la déformation longitudinale de l'éprouvette augmente. Toutefois, celle-ci n'est pas encore rompue ; il faut encore fournir de l'énergie pour que les fissures, en se rejoignant, forment une surface de discontinuité traversant complètement l'éprouvette.

Dans un essai de compression réel, le frottement des extrémités de l'éprouvette sur le plateau de la presse s'oppose à l'expansion transversale et crée un état de compression triaxial. De ce fait, au voisinage des extrémités, les fissures se propagent plus tard et moins vite qu'au centre, et ces parties sont encore presque intactes, alors que la partie centrale est déjà détruite. De là vient le profil habituel en sablier des éprouvettes rompues (*fig.* 5) ; cependant, quand le frottement sur les plateaux est faible, on vérifie que les fissures sont approximativement parallèles à l'effort de compression.

Le point A correspond approximativement à la « contrainte de compression admissible », définie par le règlement du béton armé, d'ailleurs en cours de révision. On tend maintenant, et c'est déjà recommandé pour le calcul des ouvrages en béton précontraint, à se référer à la « résistance ultime en compression » qui correspond approximativement au point B. Le passage du point A au point B en tant que référence de calcul permet une explicitation plus détaillée des coefficients de sécurité, et donc une meilleure utilisation du béton.

Comportement en traction et résistance à la propagation de fissure

La courbe effort-déformation du béton en traction est semblable à celle du béton en compression (mais contraintes et déformations sont environ 15 fois plus petites). Il existe une limite élastique correspondant approximativement à 50 % de la charge de rupture. On ne sait pas encore exactement à quoi il faut attribuer la partie inélastique de la déformation avant rupture : peut-être à un arrêt momentané de la fissure par les grains du granulat ; ou encore à un processus de diffusion de l'eau interne qui accompagnerait nécessairement la rupture et ralentirait la propagation de fissure. Quoi qu'il en soit, l'essai de traction simple ne permet pas de caractériser le comportement du béton en traction au-delà de la limite élastique, et il est préférable d'étudier directement la propagation de fissure.

On connaît encore mal les phénomènes qui accompagnent la propagation d'une fissure dans le béton, car les essais doivent être faits sur de très grosses éprouvettes. L'énergie nécessaire pour faire progresser une fissure dans une poutre de béton non armé épaisse de 10 cm augmente progressivement au fur et à mesure que la fissure se propage. Elle atteint une valeur stationnaire, à peu près triple de la valeur initiale, quand la fissure a progressé de 50 cm. L'énergie de rupture est utilisée à microfissurer une zone de béton s'étendant sur une vingtaine de centimètres à la pointe de la fissure.

Fluage

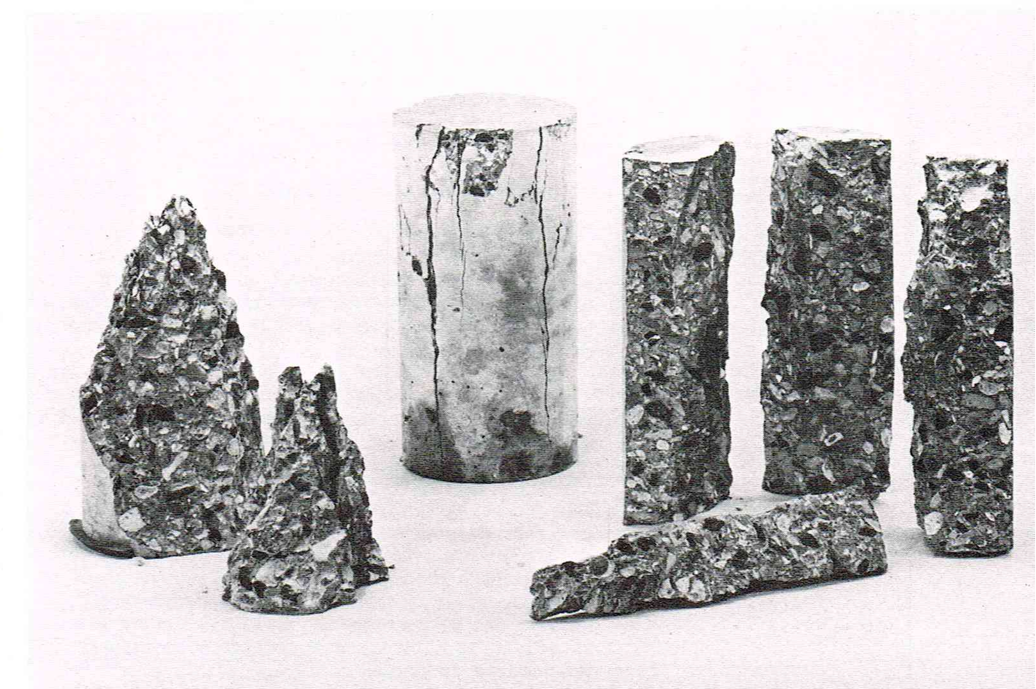
Jusqu'à présent, nous n'avons étudié que le comportement sous un chargement de courte durée. Mais, si l'on maintient la charge constante, la déformation du béton augmente avec le temps (courbe de fluage) ; la déformation après une durée donnée d'essai est proportionnelle à la charge tant que celle-ci ne dépasse pas 50 % environ de la charge de rupture. Le fluage se manifeste même sous les charges les plus faibles et résulte probablement d'échanges énergétiques entre les phases solide et liquide. Il est partiellement irréversible (outre l'effet du durcissement en cours d'essai), sans doute du fait de l'extension des ponts entre les lamelles de C—S—H.

Le fluage du béton est d'autant plus petit que le béton est sec avant chargement ; en revanche, une dessiccation en cours d'essai augmente le fluage proportionnellement à la charge appliquée. La vitesse de fluage est minimale à — 5 °C et à + 105 °C ; elle est maximale à 50 °C et vaut alors le triple de sa valeur à 20 °C.

Souvent, mais pas toujours, la variation d'un paramètre qui tend à augmenter la résistance à la compression tend, par là même, à diminuer la valeur du fluage (par exemple, une diminution de la porosité). Le fluage ne dépend alors approximativement que du chargement relatif initial, c'est-à-dire du rapport entre la charge et la charge de rupture mesurée au moment de l'application.

Fatigue

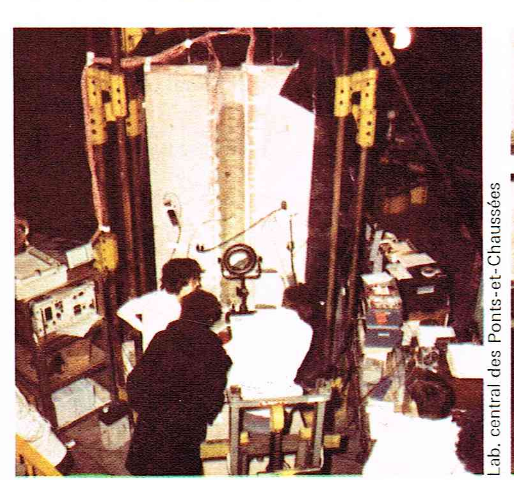
La succession de cycles de chargement et de déchargement diminue la résistance du béton, et notamment sa résistance en compression ; celle-ci peut être divisée par 2 et plus après 10^6 cycles. Il n'existe probablement pas de limite d'endurance, et, quel que soit le niveau du chargement, il y a toujours un risque de rupture après un nombre de cycles suffisant.



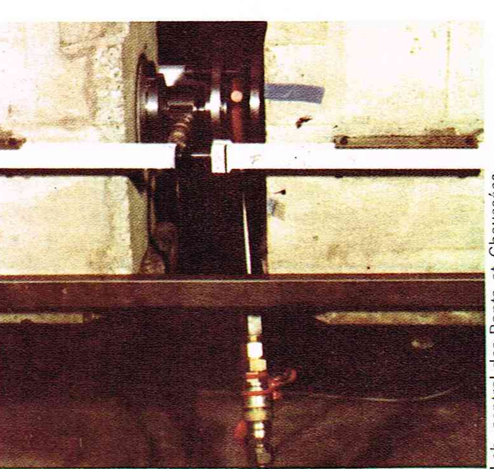
Lab. central des Ponts-et-Chaussées

▲ *Aspects après essai de compression : à gauche, d'une éprouvette surfacée au mélange soufré ; au centre, d'une éprouvette surfacée à la paraffine ; à droite, aspect de cette dernière après séparation des éléments. Avec la paraffine, le frottement entre les plateaux et l'éprouvette est réduit ; l'allure de la rupture, dite « en colonnettes », est conforme à ce que prévoit la théorie.*

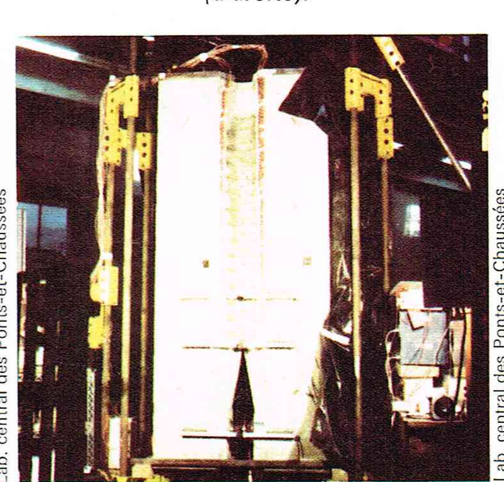
▼ *Essai de propagation de fissure sur grosse éprouvette DCB : l'éprouvette, longue de 2,70 m (à gauche), est écartelée par un vérin placé dans l'entaille (au centre) ; la fissure se propage du bas vers le haut dans des conditions de propagation stable (à droite).*



Lab. central des Ponts-et-Chaussées



Lab. central des Ponts-et-Chaussées



Lab. central des Ponts-et-Chaussées

La répartition des cycles de chargement et de déchargement en compression produit une extension importante des microfissures, ce qui provoque une augmentation de volume considérable. Si celle-ci est empêchée, comme dans un ouvrage massif, la durée de vie de la partie sollicitée peut être multipliée par 100 et plus.

Propriétés physiques et technologiques

Résistance au feu

La résistance du béton au feu laisse en général un délai suffisant pour l'évacuation des lieux et l'intervention des secours, mais, après l'incendie, une partie des pièces en béton peut être irrécupérable ou, du moins, nécessiter des réparations importantes.

Au-dessus de 100 °C, l'eau interne du béton tend à s'évaporer, ce qui ralentit l'échauffement du béton et des armatures. Après une heure d'incendie par exemple, bien que la température ambiante atteigne 900 °C, la température interne est seulement de 400 °C à 4 cm de profondeur et de 120 °C à 7 cm. Ces forts gradients fissurent les poutres, ce qui, pendant l'incendie, est plutôt salutaire; les fissures créées facilitent en effet l'évacuation de la vapeur d'eau et autres gaz, comme le gaz carbonique produit par la décarbonatation des granulats calcaires. A défaut, les gaz se mettent en pression, et on observe des éclatements du béton qui mettent à nu les armatures superficielles et les exposent directement à la température ambiante.

Protection contre les radiations

Le béton est communément utilisé en tant que matériau de protection contre les radiations : rayons X, rayons gamma, neutrons (enceinte de protection des centrales nucléaires). L'absorption des rayons gamma et le ralentissement des neutrons rapides sont d'autant plus efficaces que le béton est plus dense, et il y a avantage à utiliser des granulats lourds comme les barytes. L'absorption des neutrons lents et le ralentissement des neutrons intermédiaires sont assurés par l'hydrogène de l'eau chimiquement combinée et de l'eau libre.

Retraits et fissurations

Le béton peut se rompre sans chargement mécanique excessif visible, sous l'effet de sollicitations parasites qui ont leurs origines dans les retraits de la pâte de ciment avant prise, en cours de prise, en cours de durcissement et à long terme, car ces retraits, s'ils sont empêchés, induisent des contraintes de traction.

Avant prise, le béton, qui est une suspension, tend à se densifier et se tasse dans les coffrages (ressuage). Un obstacle, fréquemment le lit d'armature supérieur, provoque un tassement différentiel qui peut entraîner des cassures du béton frais, visibles parfois déjà à travers la pellicule d'eau de ressuage.

- *Précautions :* augmenter l'épaisseur de béton au-dessus du lit supérieur d'armature, réduire le dosage en eau, augmenter le dosage en ciment ou ajouter un sable fin convenable.

En cours de prise (parfois avant), la dessiccation et l'autodessiccation de la pâte de ciment provoquent un retrait dit « hydraulique ». L'enthalpie libre spécifique de l'eau diminue jusqu'à devenir égale à celle de la vapeur extérieure : les grains solides se compriment et se rapprochent.

- *Précaution :* pulvériser sur la surface exposée un produit de cure efficace ou arroser (mais pas avec une eau trop froide).

Après la prise, on observe un retrait de durcissement lié à l'avancement des réactions d'hydratation et dont la vitesse et l'ampleur varient beaucoup suivant les ciments.

- *Précautions :* choisir un ciment à faible vitesse de retrait (mais il faudra renoncer à avoir très tôt des résistances importantes), soigner la régularité de la fabrication et de la mise en œuvre.

A long terme, le retrait hydraulique devient à nouveau important, car l'eau qui peut encore s'évaporer est bien plus liée au solide que celle qui est partie juste après la prise; en outre, la dessiccation atteint des couches de plus en plus profondes. Le mécanisme reste cependant le même qu'en cours de prise.

- *Précaution :* prévoir, dès le projet, les joints et les armatures nécessaires.

En résumé, les fissures du béton sont souvent évitables et toujours maîtrisables, car on peut au moins limiter leurs ouvertures et leurs progressions.

Influence du milieu

Altérations d'origine chimique

L'hydratation du ciment libère de la chaux, et c'est pourquoi il faut craindre toutes les solutions qui peuvent dissoudre celle-ci : l'eau non dure ou contenant du gaz carbonique, les solutions de sels d'ammonium, d'acides organiques, etc. Parfois, la dissolution est accompagnée de la formation d'un précipité qui pourra être plus ou moins protecteur : sels de magnésium, graisses, huiles, lubrifiants, solutions sucrées, etc.

Les solutions de sulfates solubles (sodium, potassium, ammonium, magnésium) décalcifient également le ciment, mais, de plus, elles forment un sulfate de calcium qui réagit avec l'aluminate tricalcique hydraté contenu dans le ciment pour former un trisulfoaluminate de calcium hydraté, ou ettringite, ou sel de Candlot. La formation de ce sel est fortement expansive et détruit le béton.

De tous les constituants de l'eau de mer, le sulfate de magnésium est le plus dangereux; non seulement il conduit à la formation de sel de Candlot expansif et destructeur, mais de plus il transforme le C—S—H, par substitution de MgO à CaO, en M—S—H, qui est dépourvu de propriétés liantes.

Il peut également se produire des altérations en phase gazeuse avec, par exemple, l'anhydride sulfureux ou le gaz carbonique; ce dernier, en carbonatant la chaux, densifie le béton en surface et augmente sa dureté superficielle, ce qui peut être avantageux; cependant, cette réaction s'accompagne d'un retrait (retrait de carbonatation).

Dans certains cas, rares jusqu'à présent en France, il peut se produire des réactions entre les granulats et la pâte de ciment. Par exemple, entre la silice amorphe de certains granulats et les alcalis du ciment (alcali-réactions), il se forme un gel alcalino-siliceux qui gonfle fortement en présence d'eau et développe une pression suffisante pour détruire la cohésion du béton.

- *Précautions :*

— Contre la dissolution de la chaux, utiliser des ciments contenant des constituants secondaires (laitiers, cendres volantes, pouzzolanes) doués de la propriété, dite « pouzzolanique », de fixer la chaux (on aura, par exemple, souvent intérêt à utiliser du CLK pour les fondations).

— Contre la formation du sel de Candlot, outre les précautions précédentes, choisir un ciment contenant peu d'aluminate tricalcique, moins de 8 % pour les ouvrages à la mer (à noter que l'aluminate tricalcique cristallise sous plusieurs formes qui ne sont peut-être pas toutes aussi dangereuses).

— Contre les réactions entre granulat et pâte, éviter l'emploi de certains granulats et choisir des ciments contenant peu d'alcalis (Na_2O et K_2O).

A noter qu'en règle générale, un béton résiste d'autant mieux qu'il est plus compact, plus riche en ciment et plus sec.

Altérations d'origine physique

Lorsque l'eau interne gèle, la glace, en augmentant de volume, peut briser les parois solides et ruiner la cohérence du béton. Celui-ci résiste d'autant mieux au gel qu'il est plus résistant et plus sec. Un procédé très efficace consiste à ajouter au béton, au moment de sa fabrication, un adjuvant « entraîneur d'air ». L'effet d'un tel produit est de stabiliser, au moment du malaxage et de la vibration, de petites bulles d'air (quelques µm), enrobées de résine et bien réparties (distance moyenne inférieure à 100 µm), qui serviront de vase d'expansion quand l'eau se transformera en glace.

La présence de ces petites bulles d'air entraînées dans les pores ralentit la pénétration des sels, comme les sels de déverglaçage répandus l'hiver sur les routes. La fusion endothermique de la glace par les sels refroidit le béton (souvent jusqu'à — 20 °C). Il en résulte un gradient de température important entre la couche supérieure du béton du revêtement, dont l'eau libre est salée et fondue, et la couche inférieure dont l'eau libre est gelée. L'air entraîné, en empêchant la pénétration de la

Tableau I - Choix du béton et variété des usages

Propriétés requises et exemples d'applications	Sur quoi agir — Choix des constituants	Sur quoi agir — Proportions	Sur quoi agir — Fabrication et mise en œuvre	Risques
Résistance mécanique à long terme (ex. : ponts)	Ciments de classe 400 ou 500 à hydratation progressive Ajout d'un plastifiant	Dosage en eau et rapport *s/g* optimaux	Vibration puissante de durée suffisante	
Résistance aux agents agressifs (ex. : égouts)	Ciments à constituants secondaires et faible teneur en C_3A Entraîneur d'air	Dosage en eau et rapport *s/g* optimaux	Vibration puissante de durée suffisante	
Résistance à court terme pour démoulage rapide, manutention, mise en service immédiate, etc. (ex. : préfabriqué)	Ciments à hydratation rapide, adjuvants accélérateurs de prise et de durcissement Ciment alumineux	Peu d'eau	Traitements thermiques	Fissures, faibles résistances aux altérations, chute de résistance mécanique à long terme, corrosion, transformations cristallines
Résistance mécanique et légèreté (ex. : dalle de pont suspendu)	Granulats légers (1 t/m³) Sable de rivière	Compromis entre la légèreté et les résistances mécaniques	Durée de malaxage prolongée, vibration modérée	Ségrégation ; attrition des granulats au cours de la fabrication, du transport et de la mise en œuvre
Protection contre les radiations (ex. : enceintes nucléaires)	Granulats lourds (4 t/m³)	Compromis entre le poids et les risques de ségrégation	En grande masse, vibration puissante et de durée suffisante	Ségrégation
Résistance au feu (ex. : revêtements réfractaires des fours)	Ciments alumineux ou magnésiens	Peu d'eau	Doit être confiée à des spécialistes	
Drainage	Choisir le ciment selon la composition de l'eau drainée	Diminution, voire suppression du sable	Vibration légère ou damage	
Étanchéité (ex. : terrasses)	Adjuvants plastifiants entraîneurs d'air, hydrofuges de masse	Dosages en ciment et en eau, rapport *s/g* optimaux	Vibration puissante et de durée suffisante	
Isolation thermique (ex. : murs d'habitations)	Granulats très légers (0,6 t/m³)	Compromis entre la légèreté et les risques de ségrégation	Béton cellulaire	Faibles résistances mécaniques
Esthétique (ex. : façades)	Ciment blanc sans oxydes de fer	Granulats fins, de couleur, colorants liquides	Coffrages soignés	

▲ *Tableau I : choix du béton et variété des usages.*

saumure, limite la portée du gradient à une mince couche superficielle et assure ainsi une protection efficace.

Il existe d'autres cas, moins importants en pratique, d'altérations par gonflement ou par gradient de température. Comme pour les altérations d'origine chimique, le béton résiste d'autant mieux qu'il est plus âgé, plus riche en ciment et plus sec.

Choix du béton pour un usage donné

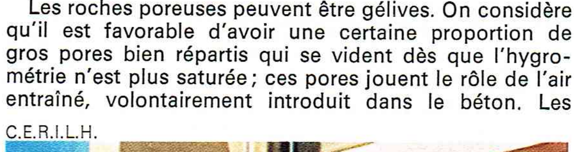
Pour adapter le béton à l'usage souhaité, on peut jouer sur le choix des constituants (ciment, granulats, adjuvants) ou sur celui des proportions, ou encore sur la fabrication et la mise en œuvre. Le *tableau* I montre, par quelques exemples, la variété des usages auxquels le béton peut prétendre et indique comment atteindre l'objectif recherché.

Matériau très ancien, le béton peut satisfaire les besoins de tous les temps (résistance mécanique, cohésion) comme les plus modernes (protection contre les radiations). Mélange issu de la terre, il peut résister aux altérations physiques et chimiques, et même être réfractaire pour les revêtements de four. Bon marché, banal même, le béton enfin peut s'adapter aux cadences rapides de fabrication industrielle ; mais il peut aussi, en même temps, être beau, pour peu qu'on le veuille.

Les pierres naturelles

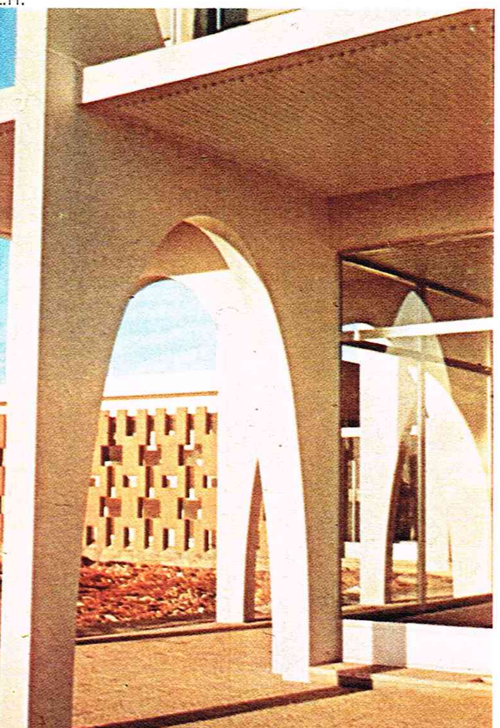
Leur composition, leur structure et leurs propriétés dépendent de leur nature (roches éruptives comme les basaltes, sédimentaires comme les calcaires, métamorphiques comme les schistes, avec un liant chimiquement constitué comme la meulière) et de leur provenance (suivant le gisement, le calcaire, par exemple, est siliceux, argileux ou marneux). La structure des pierres diffère suivant leur nature ; elle peut être semblable à celle d'un métal (grains apparemment jointifs) ou à celle d'un béton (grains disséminés dans une pâte homogène plus ou moins poreuse). Certaines pierres ont d'ailleurs, comme le béton, des pores de deux ordres de grandeur distincts. L'adhérence des pierres au mortier pose les mêmes problèmes que celle de la pâte aux grains du granulat à l'intérieur du béton.

Le comportement mécanique des roches est en général du type fragile, semblable donc à celui qui a été étudié en détail pour le béton. Pour les calcaires, la résistance mécanique augmente avec la densité, ce qui est à rapprocher de la loi de Féret énoncée pour les bétons. On attache de l'importance à la dureté des pierres que l'on caractérise par une échelle de dureté analogue à celle de Mohs.



Les roches poreuses peuvent être gélives. On considère qu'il est favorable d'avoir une certaine proportion de gros pores bien répartis qui se vident dès que l'hygrométrie n'est plus saturée ; ces pores jouent le rôle de l'air entraîné, volontairement introduit dans le béton. Les

C.E.R.I.L.H.



◀ *Le béton peut être beau. Ici, arches en béton poli ceinturant le bâtiment administratif du C.E.R.I.B. (centre d'étude et de recherche de l'industrie du béton manufacturé).*



Fotogram

▲ *Les produits de terre cuite trouvent des emplois variés : briques, hourdis, ou tuiles.*

roches doivent être stables, et il faut redouter la présence de feldspaths et de micas. Les calcaires sont lentement dissous par l'eau de pluie chargée en gaz carbonique; ils sont aussi attaqués par les fumées industrielles ou domestiques (chauffage au mazout) qui contiennent du gaz sulfureux; celui-ci forme, avec l'humidité, de l'acide sulfurique, lequel réagit avec le carbonate de calcium des calcaires et forme un sulfate de calcium soluble. On peut se prémunir contre ces attaques par un traitement de surface qui consiste à boucher les pores superficiels; les pierres ainsi traitées se salissent moins vite.

La pierre, matériau naturel, extrait mais non fabriqué, ne peut pas être adaptée à volonté à des emplois diversifiés comme le béton ou la brique. Si l'on souhaite utiliser la pierre locale, il faut l'accepter telle qu'elle est (ou à peu près) avec ses caractéristiques physiques, mécaniques, technologiques et esthétiques propres. Si l'on souhaite une propriété particulière (homogénéité, teinte, dureté, poli, etc.), il faut, parfois, aller chercher loin la carrière convenable et en payer le prix.

Les terres cuites

Les produits de terre cuite trouvent des emplois variés dans les constructions : briques pour les murs et cloisons, hourdis pour les planchers, tuiles pour les toits, conduits de fumées et de ventilation, etc. : en tout, 0,1 à 0,2 tonne par habitant et par an.

La terre cuite résulte de la cuisson d'une argile commune à 1 000 ou 1 200 °C. Sa structure peut être caractérisée par la granulométrie des pores, la répartition et la granulométrie des grains qui subsistent après cuisson, et par les distributions des défauts (bulles, microfissures, etc.). Elle dépend de la composition de l'argile (plus ou moins siliceuse ou calcaire, par exemple), de la préparation de la pâte (quantité d'eau ajoutée, choix et proportions des « dégraissants », etc.), du façonnage (pressage, filage, etc.) du séchage (vitesse, homogénéité), et enfin de la cuisson (vitesse de montée en température, température du palier, vitesse de refroidissement, etc.).

Dans les conditions usuelles, le comportement de la terre cuite est élastique et fragile. Son comportement à la rupture dépend non seulement du matériau constitutif, mais aussi de la taille et de la localisation des défauts. Contrairement à ce que l'on pourrait penser, il n'est pas toujours souhaitable que les défauts soient les plus petits possible. Dans certaines conditions de déformation imposée, un défaut trop petit peut donner une propagation brutale de fissure, celle-ci traversant toute la pièce sous sa lancée; un défaut plus important donnerait dans ce cas une propagation stable, la fissure commençant à se propager plus tôt, mais s'arrêtant avant que la pièce soit entièrement rompue. Il est donc préférable de ne pas énoncer de lois générales, l'important étant de bien distinguer, grâce aux méthodes de la mécanique de la rupture, ce qui est propre au matériau lui-même et ce qui dépend des défauts, de leur taille et de leur localisation. En pratique, on se contente le plus souvent d'indiquer la résistance en compression de l'élément considéré (par exemple, d'une brique creuse), compte tenu de sa géométrie et de ses vides.

Les terres cuites, obtenues par cuisson, ont une bonne tenue au feu et sont réfractaires. Étant sèches immédiatement après leur fabrication, elles gonflent à l'humidité (phénomène inverse du retrait hydraulique des bétons). Parfois, la présence de chaux mal répartie est cause de gonflements anormaux et d'éclatements. La gélivité de la terre cuite dépend de sa porosité, de sa résistance mécanique et de son degré de saturation.

En jouant sur la composition de la pâte, sur les paramètres de fabrication, sur la forme, sur l'évidement des éléments, on peut satisfaire à des exigences variées : résistances mécaniques, légèreté, isolation thermique, esthétique, etc.

Matériaux ferreux

Fabrication et structure

Définition des fontes et des aciers

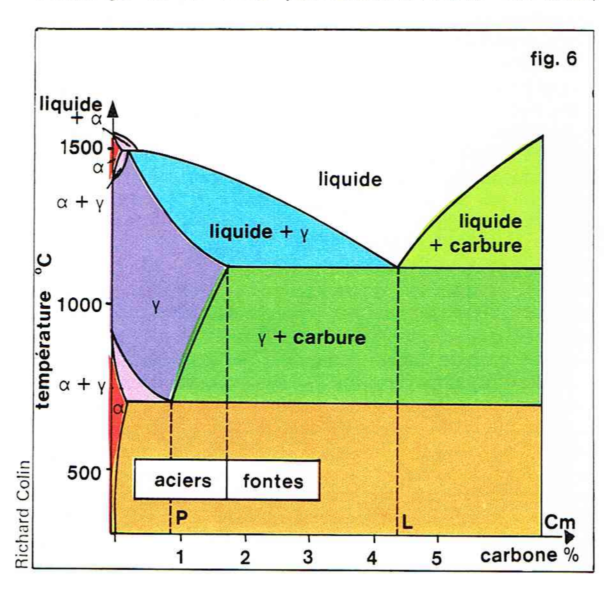
Les premiers objets en fer ont été fabriqués directement à partir de météorites tombées du ciel en Égypte ou à Sumer, au nord du golfe Persique. De là vient l'étymologie du mot « sidérurgie » (*sidus* = astre, en latin), industrie de l'acier.

Les premières transformations de minerais tirés du sol ont apparu au sud du Caucase, chez les Chalybes, vers 1700 avant l'ère chrétienne. Les objets fabriqués à partir d'une pâte étaient des couteaux et des outils, le métal obtenu étant analogue à de l'acier extra-doux (fer presque pur) mélangé à des scories.

Au V[e] siècle avant notre ère en Chine, au Moyen Age en Europe, l'amélioration des techniques industrielles a permis d'élever la température de traitement des minerais et d'obtenir un métal à l'état liquide : la fonte. Il s'agit d'un matériau à base de fer, contenant plus de 2 % environ de carbone, qui se moule facilement. Actuellement, des éléments tels que le silicium, le nickel ou le chrome sont parfois introduits dans la fonte pour modifier ou renforcer l'action du carbone, qui reste l'élément essentiel.

Le forgeage de la fonte est très difficile, c'est pourquoi celle-ci est affinée; le produit obtenu au XVIII[e] siècle était du fer puddlé, c'est-à-dire une masse pâteuse, ou « loupe », obtenue à partir de la fonte liquide mélangée à un oxydant à une température inférieure au point de fusion du fer, et hors de laquelle les scories ont été chassées par battage. C'est vers cette époque que s'est imposée l'utilisation des matériaux ferreux dans le bâtiment, notamment pour les clous, les grilles et la serrurerie.

Au milieu du XIX[e] siècle, H. Bessemer, d'une part, P.-E. Martin, d'autre part, ont imaginé d'autres procédés d'affinage de la fonte permettant d'obtenir un acier,



▶ *Figure 6 : diagramme d'équilibre fer-carbone. En vert, Cm : carbure Fe_3C « cémentite »; en rouge, α, ferrite; en bleu, γ, austénite; P, eutectoïde « perlite »; L, eutectoïde « ledeburite ».*

mélange ferreux assez homogène, dans lequel la teneur en carbone est inférieure à 1,7 %. Cette teneur frontière entre les fontes et les aciers s'explique physiquement à l'aide du diagramme fer-carbone (*fig.* 6) qui indique les différents cristaux (« phases ») stables aux diverses températures suivant la teneur en carbone dans l'alliage.

Les aciers de construction sont des aciers au carbone non alliés ou très faiblement alliés, au chrome, au silicium, au molybdène ou au vanadium, de sorte qu'ils contiennent de fins précipités durcissants de carbures, de nitrures ou de composés intermétalliques.

Traitements thermiques

Les cristaux composant l'acier, obtenus par refroidissement à partir des hautes températures jusqu'aux températures ordinaires (20 °C), dépendent de la vitesse de refroidissement. Le diagramme fer-carbone est insuffisant pour expliquer la nature de l'acier.

Vers 1 000 °C, les aciers sont composés d'une seule sorte de cristaux. Cette phase, appelée austénite, présente un réseau cubique à faces centrées de fer ayant dissous du carbone, qui n'est donc pas visible par microscopies optique ou électronique. Si un acier est refroidi lentement à partir de 1 000 °C, il convient de tenir compte de sa teneur en carbone C.

Pour une teneur C inférieure à 0,80 %, la transformation, commençant entre 91 °C et 732 °C, entraîne la formation de cristaux de ferrite, qui possède un réseau cubique centré de fer pouvant dissoudre jusqu'à 0,035 % de carbone. Si cette teneur limite n'est pas dépassée, l'acier ne comportera que cette phase unique. Dans le cas contraire, il se forme un eutectoïde, mélange en proportion définie de deux types de cristaux (ferrite et carbure de fer appelé cémentite), appelé perlite.

Pour une teneur C comprise entre 0,80 % et 1,7 %, un refroidissement lent de l'acier entraîne la formation de perlite et de cémentite.

Lorsque le refroidissement est rapide, le carbure de fer n'a pas le temps de se former, l'austénite se transforme en martensite, qui est d'autant plus dure et fragile qu'elle contient du carbone. L'acier est alors dit « trempé ». Un chauffage ultérieur à une température inférieure à 732 °C (« revenu ») provoque, par formation de cémentite, le retour à un état proche de l'équilibre. Le procédé de durcissement de l'acier par trempe suivie ou non de revenu est très courant. Certains aciers pour armatures de précontrainte sont durcis de cette façon.

Le comportement exact d'un acier au refroidissement se traduit par un diagramme établi soit en refroidissement continu (diagramme TRC = transformation en refroidissement continu), soit en conditions isothermes (diagramme TTT, transformation-température-temps). Il apparaît également entre 525 °C et 275 °C environ une formation d'un composant de l'acier appelé bainite dont la dureté est comprise entre celle de la ferrite-perlite et celle de la martensite (*fig.* 7).

Par ailleurs, le refroidissement des fontes entraîne la formation soit de perlite et cémentite (« fonte blanche »), soit d'austénite et de carbone pur à l'état de graphite (en « lamelles » ou en « sphères »), soit encore, dans le cas de fontes alliées, de bainite ou de martensite et de graphite.

Traitements mécaniques

La mise en forme des matériaux ferreux est obtenue par moulage dans le cas des fontes et des aciers. Mais ces derniers subissent généralement d'autres traitements d'ordre mécanique avant leur utilisation.

Les différents modes de formage à chaud sont le forgeage, tel celui, très ancien, des clous, le laminage à chaud, tel celui qui permet d'obtenir des tôles, des ronds à béton ou des poutrelles profilées, l'emboutissage à chaud et d'autres opérations qui concernent rarement les aciers de construction.

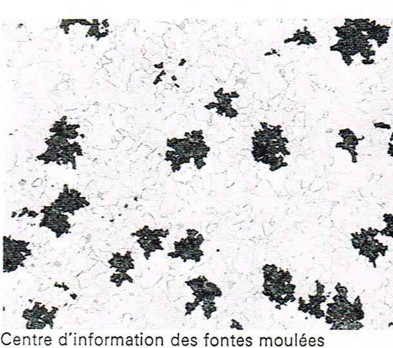
Le refroidissement après formage à chaud est assez lent pour que l'on puisse considérer cette opération comme n'étant qu'une modification de la forme de l'acier sans changement de ses caractéristiques.

En revanche, les opérations de mise en forme à froid, à l'exception de l'usinage, modifient les caractéristiques mécaniques de l'acier. Il s'agit du laminage à froid et du pliage des tôles, de l'étirage des barres et du tréfilage des fils.Une déformation à froid de l'acier provoque un mouvement des dislocations qui peuvent s'ancrer ou provoquer des glissements entraînant la modification de la géométrie des cristaux. Il apparaît donc un écrouissage, qui se traduit par l'augmentation de la limite d'élasticité dans le sens de la déformation, mais diminue la ductilité de l'acier et sa tenue au choc (« résilience »).

C'est ainsi que les fils en acier à haute résistance pour câbles de précontrainte ou de ponts suspendus sont souvent durcis par tréfilage, et la plupart des barres à haute adhérence pour béton armé sont durcies par torsion à froid. L'utilisation de ces produits, notamment en cas de chocs ou de sollicitation mécanique transversale, nécessite des précautions plus importantes que dans le cas des produits obtenus par laminage.

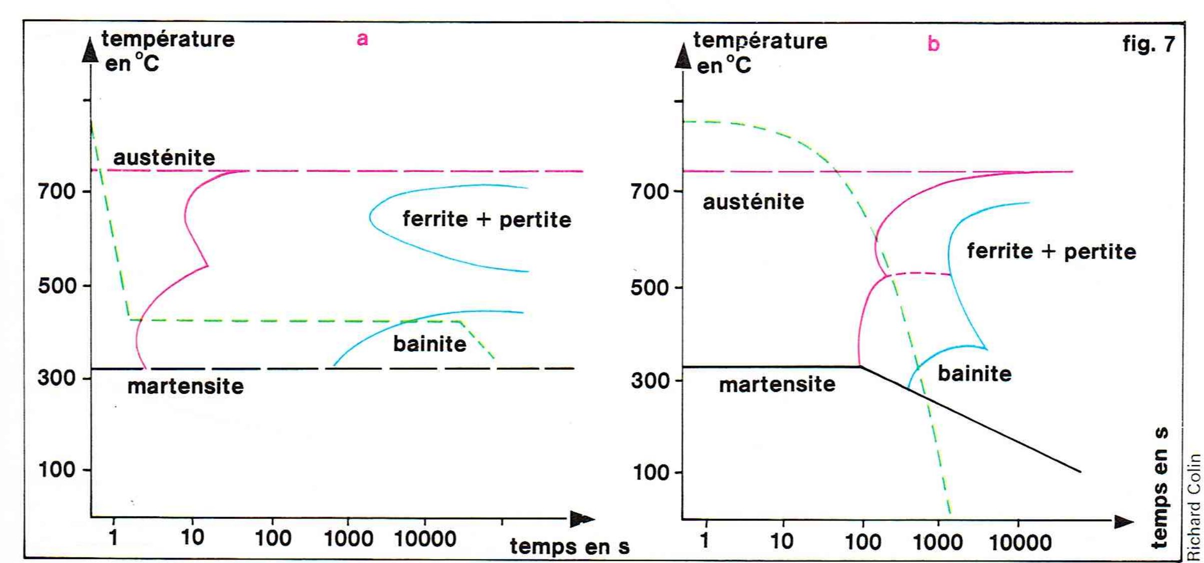
Comme pour les autres matériaux métalliques, les caractéristiques mécaniques des fontes et aciers de construction résultent d'un compromis entre la résistance mécanique et la ductilité, sans compter les autres spécifications propres à chaque utilisation. La résistance mécanique est obtenue par la présence de particules dures dans le matériau. Il s'agit en l'occurrence de carbure (cémentite), de carbone à l'état de graphite, de martensite ou d'autres cristaux. Ainsi, pour les aciers mis en forme à chaud et refroidis lentement, la résistance mécanique augmente avec la teneur en carbone.

En revanche, la ductilité des aciers est obtenue par la présence de cristaux malléables de ferrite ou d'austénite. Pour les fontes, une amélioration de la ductilité est obtenue en donnant aux cristaux de graphite une forme particulière, dite « nodulaire », laquelle augmente la cohésion entre la matière ferritique et les particules de graphite.



Centre d'information des fontes moulées

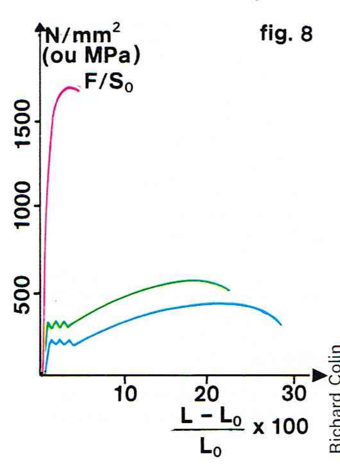
▲ ***Fonte malléable à cœur noir : nodules de graphite et matrice de ferrite.***



◀ ***Figure 7 : diagrammes de transformation d'un acier allié pour construction mécanique (35 CD4) ; a, diagramme TTT ; b, diagramme TRC. En vert, température de l'éprouvette ; en rouge, fin de la stabilité de l'austénite ; en noir, apparition de la martensite ; en bleu, fin de la transformation entraînant l'apparition de ferrite et de bainite.***

Tableau II Caractéristiques mécaniques et technologiques de quelques aciers de construction d'après les réglementations françaises								
Produit	Nuance	Limite d'élasticité minimale (en MPa)	Résistance à la traction (en MPa)	Allongement minimal (en %)	Diamètre minimal du mandrin de pliage à 180°	Résilience (sens long) mini	
						KCV (en J/cm²)	KCV (en J/cm²)
Rond lisse (diamètre d = 16 mm) pour béton armé	Fe E 22	215	335 à 490	22	2d = 32 mm	—	—
	Fe E 34	335	590 à 710	16	—	—	—
Barre à haute adhérence (d = 16 mm) pour béton armé	Fe E 40	410	480 et plus	14	3d = 48 mm	—	—
	Fe E 50	490	560 et plus	10	45d = 72 mm	—	—
Tôle (épaisseur e = 30 mm) pour construction soudée (acier de qualité 4 ou de type C)	E 24 (A 37)	235	360 à 440	28	1,5e = 45 mm	—	—
	E 26 (A 42)	255	410 à 490	27	1,5e = 45 mm		35 à — 20 °C
	E 36 (A 52)	355	510 à 610	22	3,5 e = 105 mm	—	50 à — 20 °C
	E 460	450	590 à 710	17	4 e = 120 mm	—	45 à — 20 °C
Rond pour rivet	A 42 R	255	410 à 490	24	—	70 à + 20 °C	—
Acier pour boulon à haute résistance pour ouvrage d'art	42 C D 4	785	980 à 1 180	11	—	40 à — 20 °C	—

▲ *Tableau II : caractéristiques mécaniques et technologiques de quelques aciers de construction.*



▼ *Figure 8 : diagramme de traction d'aciers. En bleu, rond lisse (nuance FeE22) pour béton armé; en vert, tôle (nuance E36) pour construction soudée; en rouge, armatures de précontrainte;* L_0 *: longueur initiale de l'éprouvette;* S_0 *: section initiale;* L *: longueur sous une charge* F. *L'allongement maximal varie en raison inverse de la charge maximale à la rupture.*

Déformation et rupture

Résistance mécanique

Les caractéristiques de résistance mécanique prises en compte pour les matériaux ferreux de construction sont la limite d'élasticité et la résistance à la rupture, qui sont déterminées par des essais de traction (*tableau* II).

Ces essais consistent à tirer, à une température voisine de 20 °C, une éprouvette de dimensions normalisées, dont une dimension transversale (épaisseur, diamètre, etc.) est souvent celle du produit à l'état d'utilisation, à l'aide d'une machine spéciale. La force appliquée est notée en fonction de l'allongement obtenu sur l'éprouvette. Pour que la courbe obtenue, appelée diagramme de traction, ne dépende pas des dimensions de l'éprouvette, la force est divisée par l'aire de la section droite initiale de l'éprouvette pour donner la « charge unitaire » exprimée en N/mm² (ou MPa) ; de même, l'allongement mesuré est divisé par la longueur initiale de l'éprouvette et exprimé en pour cent (*fig.* 8). Le rapport entre la charge unitaire et la déformation est appelé module d'Young. Pour les aciers, il est constant jusqu'à une certaine valeur de la charge.

La *limite d'élasticité* est égale à la charge unitaire au-delà de laquelle l'éprouvette subit une déformation irréversible notable. Pour les aciers de structure ferrite-perlite, la détermination de la limite d'élasticité est plus facile, du fait que l'allongement croît nettement, alors que la charge unitaire se stabilise au niveau de cette limite d'élasticité où des plans de glissement forment des bandes dites de Piobert-Lüders dans l'éprouvette.

Pour les autres aciers ou les fontes, il convient de mesurer l'allongement rémanent qui apparaît lorsque l'éprouvette est déchargée après avoir subi une charge donnée pendant un certain temps. Ainsi, on définit les limites conventionnelles d'élasticité correspondant à des allongements permanents résiduels de 0,1 %, ou plus communément de 0,2 %.

La *résistance à la rupture* est la charge unitaire maximale que subit une éprouvette avant de se rompre. Cette rupture ne survient pas instantanément. En effet, une faiblesse locale (défaut superficiel, inclusions non métalliques, etc.) du métal provoque un allongement supérieur à celui du reste de l'éprouvette. Une diminution locale de l'aire de la section droite (striction) se produit alors et augmente encore la contrainte locale, la charge globale appliquée restant constante. En d'autres termes, la rupture est localisée au niveau de cette zone de striction. Elle est amorcée au centre de l'éprouvette par rupture des cristaux durs (carbure, inclusions non métalliques) et décohésion de la matrice malléable (ferrite) créant de petites cavités dont les dimensions sont de l'ordre du µm ou plus. La cassure obtenue comporte ainsi des cratères appelés « cupules », caractéristiques d'une rupture ductile.

Pour les aciers martensitiques ou essayés à froid, l'amorçage de la rupture peut être obtenu par clivage des cristaux. La surface de la cassure comporte alors des facettes planes parallèles séparées par de petites marches appelées « rivières » et de petites surfaces dites « languettes » faisant un angle, cristallographiquement défini, avec la plupart des plans de clivage.

Ces caractéristiques, obtenues par essais de traction d'éprouvettes de section droite uniforme, ne suffisent pas toujours pour évaluer la résistance des matériaux de construction sous diverses sollicitations mécaniques. Ainsi, il arrive que les aciers se fissurent en service, et les méthodes trop simples de calcul ne permettent pas d'évaluer l'état de contrainte aux extrémités de ces fissures et, par voie de conséquence, la sollicitation maximale entraînant la rupture du matériau fissuré.

La mécanique linéaire élastique de la rupture définit une *ténacité* caractéristique du matériau, appelée facteur critique d'intensité de contrainte (K_{IC}, exprimée en MPa $\sqrt{m}$), proportionnelle au produit de la contrainte nominale par la racine carrée de la profondeur de la fissure à la rupture, et liée à l'énergie nécessaire pour faire croître l'aire de la fissure jusqu'à la rupture (en J/mm²), appelée force d'extension de fissure G_{IC}.

Cette ténacité à la rupture par fissuration est déterminée dans les cas extrêmes, où l'éprouvette est sollicitée en traction, perpendiculairement au plan de la fissure, ses dimensions transversales étant assez grandes pour que l'état de déformation en fond de fissure soit plan

(pas de déformation parallèle au plan de la fissure). Les valeurs obtenues permettent de calculer la taille maximale de fissure provoquant la rupture pour une contrainte nominale appliquée.

Des mesures faites sur des familles d'aciers, pour diverses applications, ont montré que la ténacité à la rupture diminue lorsque la limite d'élasticité augmente : pour une même contrainte appliquée, la taille maximale de fissures est plus faible pour les aciers plus résistants que pour les aciers de moindre résistance mécanique.

Cependant, lorsque la comparaison se limite à des aciers destinés aux mêmes usages, tels que les aciers pour charpente métallique, d'une part, les aciers de précontrainte, d'autre part, les conclusions sont beaucoup moins nettes. En effet, la structure de l'acier, la forme et la teneur en inclusions non métalliques ainsi que l'état de contrainte interne résiduelle peuvent modifier l'état local de contrainte en fond de fissure, calculée dans l'hypothèse d'un solide homogène isotrope.

Lorsque les éléments de construction ont une épaisseur nettement plus faible que celle des éprouvettes de mesure K_{IC}, la ténacité peut être mesurée par la méthode de l'intégrale de Rice, dont la valeur critique J_{IC}, valable pour toutes les épaisseurs courantes, est égale à G_{IC} dans le cas des fortes épaisseurs.

On peut encore étudier la ténacité des aciers de construction en mesurant l'énergie critique nécessaire pour amorcer l'extension d'une fissure déjà existante, de façon brutale entraînant la rupture ou de façon quasi stable (croissance subcritique). Il s'agit de tracer une courbe dite courbe R permettant de définir les conditions de croissance stable d'une fissure (*fig.* 9). Cette méthode permet d'étudier les conditions de service, car il n'est plus nécessaire, comme pour les déterminations de K_{IC}, de considérer le cas unique d'une fissure sollicitée en traction pure avec un champ de déformation plane. Les déterminations de courbes R sont en accord avec les mesures de K_{IC}, ces dernières étant plus fréquemment effectuées que les premières.

Une autre caractéristique de la résistance mécanique des matériaux ferreux est leur tenue aux chocs, appelée résilience.

L'essai correspondant consiste à soumettre une éprouvette parallélépipédique à un essai de flexion en trois points, cette éprouvette étant appuyée près de ses extrémités alors que la force est appliquée brutalement en son milieu à l'aide d'un mouton-pendule. L'énergie consommée par la rupture de l'éprouvette se traduit par une diminution de l'énergie potentielle du mouton-pendule. Dans le cas des fontes, l'éprouvette est un simple parallélépipède, alors que, pour les aciers, une entaille est usinée sur la face opposée au point d'application de la force. L'acuité de l'entaille influe fortement sur les résultats d'essais ; aussi les normes prévoient-elles deux types d'entailles, en forme de V ou de trou de serrure (dite entaille en U pour l'essai Charpy).

La rupture est amorcée soit à partir des cristaux durs, essentiellement le graphite dans le cas des fontes, soit par concentration des contraintes en fond d'entaille. Elle progresse par clivage des cristaux dans le cas des fontes ou des aciers à basse température. A cette rupture de type fragile correspondent une faible énergie consommée (faible résilience) et un faciès de cassure comportant des facettes brillantes (rupture « cristalline »).



I.G.D.A. - Poggio

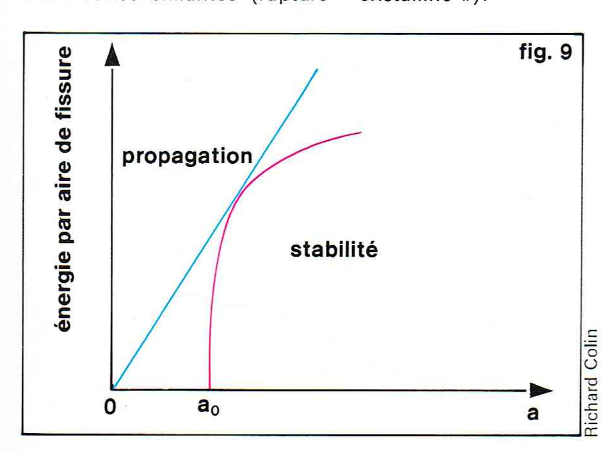
▲ *Le téléphérique Courmayeur-Chamonix : la suspension est réalisée avec des câbles d'acier, eux-mêmes accrochés à d'autres câbles transversaux, ancrés aux cimes du Grand et du Petit-Flambeau.*

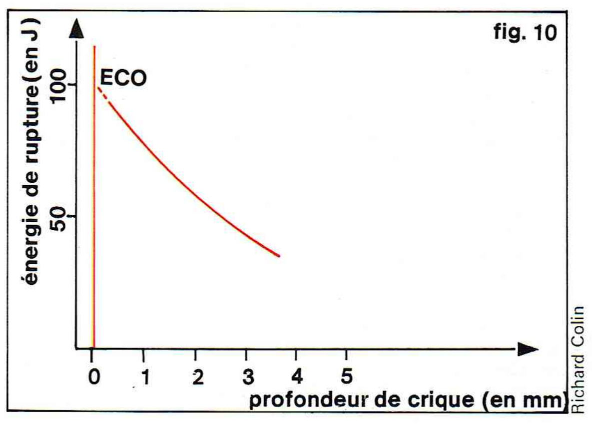
Dans le cas où les aciers résistent bien aux chocs (forte résilience), la rupture, amorcée par la rupture des cristaux durs, carbure, inclusions non métalliques, et leur décohésion de la matrice ferritique, progresse par formation de microvides (« cupules »). Le faciès de cette rupture « ductile » est du type ligneux.

La transition entre le faciès fragile et le faciès ductile se produit à une température qui est caractéristique de l'acier. Comme cette transition ne se fait pas brutalement, la température choisie correspond à 50 % de la cassure ayant un faciès fragile. Cette température correspond également à une énergie (résilience) de niveau défini.

Dans les constructions réelles, les aciers ne comportent pas d'entaille de dimension préalablement définie, l'utilisation des résultats d'essais de résilience est donc délicate. Une autre méthode de mesure de la résistance aux chocs des aciers consiste à essayer au mouton-pendule des éprouvettes prismatiques préalablement fissurées (entaille de rayon nul) jusqu'à différentes profondeurs.

L'énergie consommée par la rupture de chaque éprouvette est portée en fonction de la profondeur de fissure (*fig.* 10). La courbe obtenue est extrapolée jusqu'à la profondeur nulle qui correspond à une énergie critique





◀ *Figure 9 : stabilité d'une fissure préexistante. a_0, longueur initiale de la fissure ; a, longueur sous une charge donnée (donc pour une énergie donnée) : en rouge, courbe* R *; en bleu, tangente délimitant la stabilité ou la propagation de la fissure.*
Figure 10 : détermination de l'énergie de crique nulle notée ECO *pour un acier de construction mécanique allié (35 CD4). En rouge, axe et courbe dont l'intersection donne* ECO *(d'après B. Marandet et G. Sanz).*

▶ *Figure 11 : relation entre la résistance à la traction et la limite d'endurance (à 10 millions de cycles) pour la plupart des aciers.*

appelée « énergie de crique nulle », notée ECO, qui est liée à la ténacité à la rupture par fissuration. Ces essais sont peu fréquents.

Ductilité

Les seules caractéristiques de résistance mécanique des matériaux ferreux ne justifient pas leur emploi dans le bâtiment et le génie civil. Il convient, en effet, de s'assurer qu'une augmentation accidentelle locale de la force appliquée provoquera une déformation suffisante pour être encaissée par le reste de la construction sans entraîner la ruine de celle-ci.

Les paramètres habituels de ductilité sont obtenus par essai de traction : il s'agit de l'allongement (sous la charge maximale ou mesuré après rupture à l'aide de deux repères situés de part et d'autre de la cassure) et du coefficient de striction (diminution de l'aire de la section droite au niveau de la cassure, rapportée à l'aire avant essai de traction).

D'une façon générale, la ductilité varie en raison inverse de la résistance mécanique. En effet, une augmentation de l'allongement (ou de la déformation) avant rupture correspond à des mouvements amples des dislocations, alors que l'augmentation de la résistance mécanique du même matériau est obtenue par blocage des dislocations. C'est pourquoi les aciers de construction comportent le plus souvent, à la fois, des cristaux durs, résistants (carbures), et des cristaux malléables (ferrite), et ont donc une structure de ferrite-perlite. Une amélioration des caractéristiques de la ferrite a une grande influence sur celles de l'acier.

Ainsi, une diminution de la taille des cristaux de ferrite augmente sa limite d'élasticité dans de très fortes proportions et améliore aussi sa tenue aux chocs. De même, les éléments d'addition qui peuvent être dissous dans la perlite sont susceptibles de modifier les caractéristiques mécaniques de l'acier.

D'autres paramètres de ductilité sont utilisés dans des cas particuliers comme le forgeage par refoulement des têtes de boulons ou des rivets. Il s'agit de critères définis par des essais particuliers tels que ceux d'écrasement ou de boutonnage ou des combinaisons d'essais classiques tels que l'essai de traction d'éprouvettes préalablement écrouies par torsion avec différents taux de déformation (le critère est alors le coefficient de striction).

Relaxation

Les aciers à haute résistance mécanique qui sont utilisés comme câbles de précontrainte (tirants d'ancrage dans les sols, précontrainte du béton) sont tendus à un niveau de contrainte proche de la limite d'élasticité et sont maintenus à longueur à peu près constante.

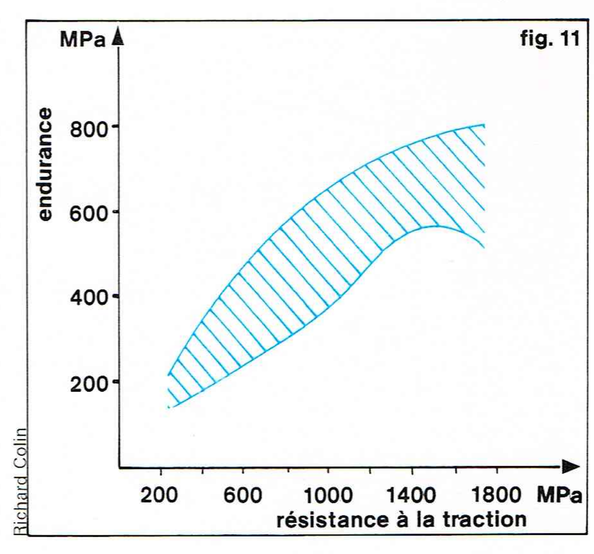
Comme la limite d'élasticité correspond à une déformation notable de l'acier, les mouvements des dislocations se produisent à des contraintes inférieures à cette limite et au-delà d'un certain seuil qui dépend à la fois des contraintes internes résiduelles dans le matériau et de la précision des mesures. Lorsque l'acier est tendu au-delà de ce seuil et maintenu à longueur constante, un réarrangement des dislocations se produit; il transforme progressivement une partie de la déformation élastique appliquée en déformation plastique non récupérable. Macroscopiquement, la contrainte dans l'acier tendu diminue au cours du temps; c'est le phénomène de relaxation.

Le comportement en relaxation des aciers dépend donc, non seulement de leur composition chimique et de leur structure métallographique, mais surtout de l'arrangement interne des dislocations. Lorsque celles-ci sont préalablement bloquées par un traitement de vieillissement accéléré sous contrainte (traitement dit de « stabilisation »), la relaxation des aciers est diminuée, toutes les autres conditions étant égales par ailleurs.

C'est pourquoi les aciers de précontrainte sont presque toujours traités après tréfilage par vieillissement, de préférence sous contrainte.

Résistance à la fatigue

La fatigue des aciers de construction provoque une détérioration brute par amorçage et propagation de fissures. Le nombre de cycles entraînant la rupture dépend de la durée de ces deux phases et de la ténacité à la rupture des matériaux.



La durée de l'amorçage dépend surtout des imperfections de surface du matériau. Pour les aciers utilisés dans le bâtiment ou le génie civil, la rugosité superficielle provient de leur mise en forme qui ne comporte pas d'usinage; les défauts superficiels qui jouent un rôle sont alors les nervures des aciers de béton armé, les changements brusques de section ou les défauts géométriques des cordons de soudure pour les charpentes métalliques.

Les méthodes habituelles d'étude de la fatigue sont applicables aux aciers de construction. Dans la méthode de Wöhler, la contrainte imposée suit une loi du type

$$\sigma = \frac{\sigma_{max} + \sigma_{min}}{2} + \frac{\sigma_{max} - \sigma_{min}}{2} \sin (2 \pi f t)$$

f étant la fréquence (nombre de cycles pour une durée égale à l'unité); le nombre total de cycles au temps t est $N = ft$, σ_{max} est la valeur maximale de la contrainte appliquée et σ_{min} sa valeur minimale. La limite d'endurance (σ_{max} n'entraînant pas de rupture pour σ_{min} donné) augmente avec la résistance mécanique, d'une façon générale (*fig.* 11). Cependant, pour des aciers destinés aux mêmes usages, cette limite d'endurance dépend d'autres facteurs tels que leur propreté interne et leur structure métallographique.

Dans le bâtiment ou le génie civil, les contraintes que subissent les constructions suivent rarement la loi de la méthode de Wöhler. C'est pourquoi des essais de fatigue avec des sollicitations très voisines de celles rencontrées en service sont parfois effectués. Pour cela, les « spectres de charge » sont relevés sur des structures types et peuvent être mathématiquement traités suivant diverses méthodes telles que celle des « blocs programmés ».

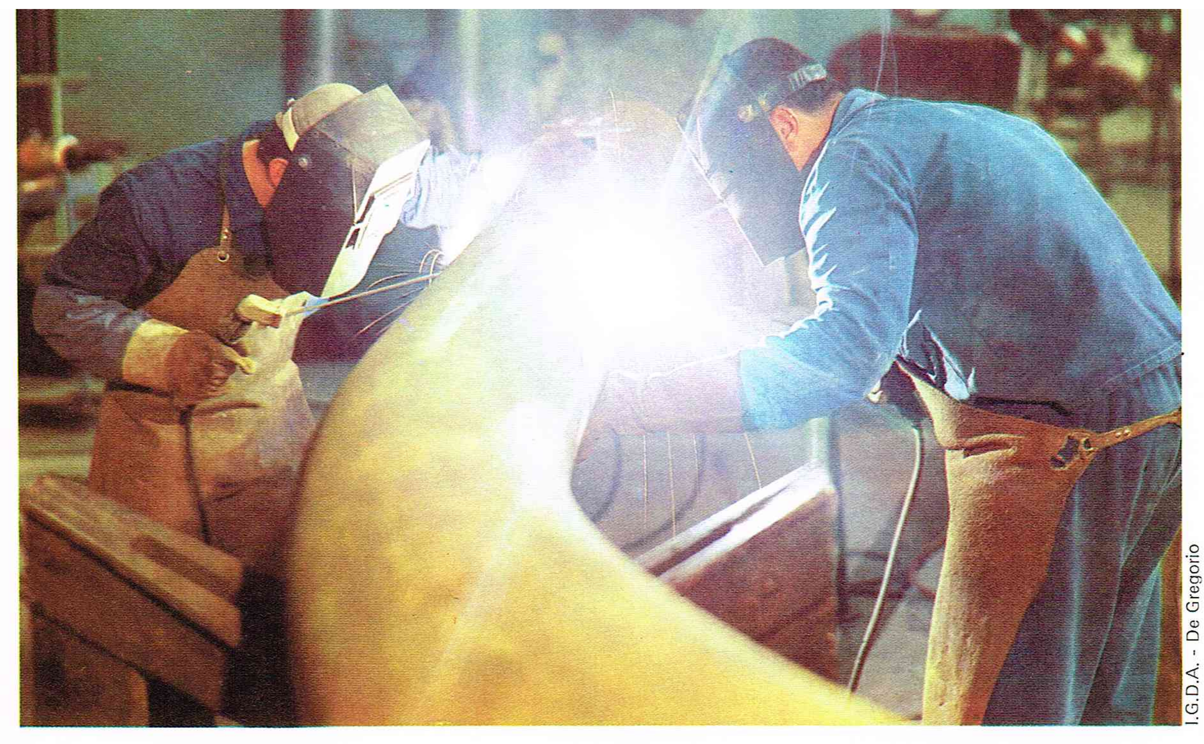
Toutes les méthodes d'essais qui viennent d'être décrites utilisent des éprouvettes semblables à celles qui sont en service et ne comportent pas de défaut. Il est cependant important de déterminer la forme et la dimension des défauts préexistants qui risquent de se développer et de se transformer en fissures de fatigue. Si ΔK est l'amplitude des facteurs d'intensité de contrainte au cours d'un cycle de fatigue d'une éprouvette préalablement fissurée, cette fissure ne se propage pas tant que ΔK est inférieur à un certain seuil, ΔK_S, qui est de l'ordre de 10 MPa $\sqrt{m}$ pour les aciers au carbone non allié ayant une limite d'élasticité légèrement supérieure à 360 MPa.

Propriétés physiques et technologiques

Tenue au feu

La résistance au feu des aciers et des fontes dépend de la quantité de chaleur produite par l'incendie et de la durée de celui-ci. Les éléments de structure maintenus à une température de 700 °C ou plus ne peuvent plus supporter les contraintes habituelles appliquées, alors que, si leur température ne dépasse pas 200 °C, ces éléments restent intègres.

Ainsi, la tenue au feu des éléments métalliques est fortement liée à la qualité des matériaux et procédés



◀ *Soudure manuelle à l'arc électrique, avec électrode métallique enrobée, exécutée sur une canalisation.*

I.G.D.A. - De Gregorio

d'isolation thermiques (amiante, bétons, etc.) qui permettent de limiter l'échauffement durable des aciers ou des fontes.

Soudabilité

Le soudage consiste à assembler des éléments métalliques en réalisant une fusion des bords de ces éléments avec, généralement, utilisation d'un métal d'apport; la continuité de l'ensemble est assurée après refroidissement par les parties fondues. Lorsque le métal de base et le métal d'apport sont de même nature, la soudure est homogène ou « autogène ». Lorsqu'ils sont différents, la soudure est hétérogène, ce qui est le cas du brasage, dans lequel le métal d'apport fond à une température très inférieure à celle du métal de base.

Un matériau métallique est dit soudable lorsque, après une opération de soudage effectuée selon un procédé donné et dans des conditions données, notamment de vitesse de refroidissement, les caractéristiques mécaniques de l'assemblage ne sont pas modifiées par la présence du joint soudé.

Pour les fontes, les modifications de la taille et de la forme des cristaux sont dues à un refroidissement très différent de celui qui est obtenu par moulage. Elles entraînent des variations importantes de la résistance mécanique des fontes utilisées dans le génie civil ou le bâtiment; c'est pourquoi ces soudages sont très rares.

Quant aux fers puddlés, la présence de grandes inclusions non métalliques peut entraîner des amorces de ruptures par fissuration. Il convient alors de préparer les bords à souder en effectuant une première fusion (« beurrage ») avec métal d'apport, avant d'effectuer le soudage proprement dit.

Les armatures de béton armé sont parfois soudées par un procédé à l'arc ou par résistance électrique. Les paramètres de soudage doivent être choisis de sorte qu'il ne se forme pas de composé fragile tel que la martensite au voisinage de la soudure.

Pour les aciers de charpente ou de canalisations soudés à l'arc électrique, les critères de soudabilité sont plus sévères. Il s'agit de vérifier que les conditions de soudage (refroidissement) ne provoquent pas la formation de composés fragiles, mais aussi de s'assurer que les métaux d'apport (électrodes) ne contiennent pas de l'hydrogène qui pourrait fragiliser les cristaux formés au refroidissement; cet hydrogène peut provenir de la décomposition de l'eau contenue dans les électrodes mal séchées. Par ailleurs, le cordon ne doit pas comporter de défauts qui pourraient amorcer une fissuration par fatigue ou par chocs, surtout par temps froid. Si de tels défauts sont difficiles à éliminer totalement, il convient de s'assurer que ces fissures sont arrêtées par l'acier dont la structure n'a pas été perturbée par le soudage. C'est pourquoi les critères de soudabilité peuvent être groupés schématiquement en trois familles : selon les propriétés métallurgiques au refroidissement, la résistance aux chocs ou la capacité d'arrêt d'une fissure.

Dans la première famille de critères, la composition chimique, notamment les teneurs en carbone et manganèse, permet de classer les aciers suivant leur susceptibilité à former de la martensite au refroidissement. Mais la propreté interne des aciers a également son importance; les plus fortes teneurs en soufre et phosphore correspondent à la présence d'inclusions non métalliques qui, surtout en présence d'hydrogène, amorcent des fissures dans l'acier.

Dans le cas des tôles épaisses, ces fissures sont parallèles au plan du laminage et peuvent provoquer un feuilletage (« arrachement lamellaire ») après soudage.

La résistance aux chocs des aciers est évaluée non seulement par les essais de résilience, mais aussi par d'autres types d'essais portant sur des éprouvettes comportant des entailles pressées et non usinées (essais Schnadt), sur des éprouvettes sur lesquelles a été déposé un cordon de soudure ultérieurement entaillé par usinage (essai Pellini), ou sur d'autres éprouvettes. Il s'agit de déterminer, pour chaque type d'essai, la température de transition entre la rupture fragile et la rupture ductile : un acier est d'autant apprécié que cette température est basse.

La capacité d'arrêt de fissure est évaluée par l'essai Robertson qui permet de définir une température au-dessus de laquelle une fissure dans une éprouvette définie de façon stricte mais arbitraire ne se propage pas.

Influence du milieu environnant - Corrosion

Mécanismes de corrosion

La corrosion des matériaux métalliques dans les constructions de génie civil ou les bâtiments est due à l'eau ou à des milieux aqueux. Elle comporte plusieurs réactions élémentaires, complémentaires et simultanées.

La première réaction élémentaire décrit la dissolution du métal qui passe en solution. Cette réaction de dissolution est du type

$$Me \rightarrow Me^{V+} + Ve^- \qquad \textbf{(1)}$$

où Me^{V+} représente l'ion métallique de valence V passant en solution, et où les électrons e^- sont en excès dans le métal Me. Cette réaction, dite d'oxydation ou « anodique », doit être compensée par une autre qui consomme les électrons (réaction de réduction). Les réactions les plus courantes sont dues aux ions H^+ et OH^- de décomposition de l'eau :

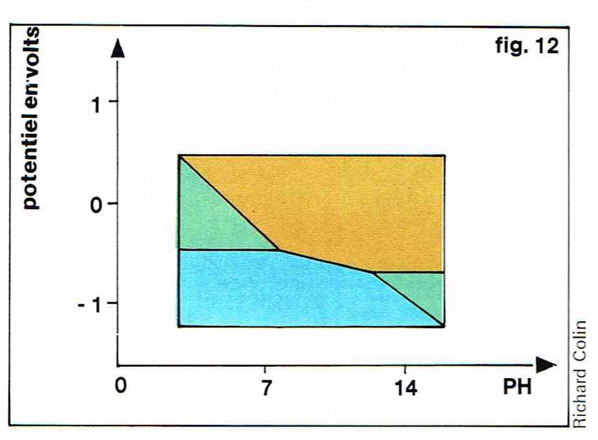
$$2\,H^+ + 2\,e^- \rightarrow H_2 \text{ (hydrogène gazeux)} \qquad \textbf{(2)}$$

$$O_2 + 2\,H_2O \rightarrow 4\,OH^- \qquad \textbf{(3)}$$

Elles se produisent en des sites liés à ceux de la réaction **(1)** par une jonction métallique. Elles traduisent le fait que l'oxygène gazeux dissous dans l'eau favorise la réaction **(3)**, donc la corrosion du métal; mais la possibilité de la réaction **(2)** indique que la présence d'oxygène n'est pas toujours indispensable.

Les ions Me^{V+} et OH^- dissous dans l'eau peuvent réagir et se redéposer sur le métal en formant une couche d'hydroxyde $Me(OH)_V$ ou d'oxyde hydraté $Me_2O_VV \cdot H_2O$

▶ *Figure 12 : diagramme de Pourbaix du fer dans l'eau. En bleu, domaine de non-dissolution (« immunité »); en vert, domaine de dissolution (« corrosion »); en brun, domaine de formation d'oxydes (« passivation »).*



qui, pour les matériaux ferreux, s'appelle la rouille. Cette formation d'oxyde (« passivation ») sur le métal ralentit les réactions **(1)** et **(2)** d'autant plus efficacement que cette pellicule est étanche.

L'ensemble des relations de corrosion se traduit par un diagramme, dit de Pourbaix, ayant en abscisse le pH du milieu aqueux et en ordonnée la différence de potentiel entre le métal et une électrode dite de référence ne participant pas à des réactions de corrosion (*fig.* 12). Il apparaît sur ce diagramme un domaine où la dissolution du métal est impossible (« immunité ») alors que la réaction **(2)** est possible. Pour les aciers sensibles à la fragilisation par l'hydrogène et soumis à une contrainte de traction assez élevée, ce domaine correspond à un risque de rupture différée par fragilisation par l'hydrogène. Par ailleurs, le domaine de dissolution sans formation d'oxyde (« corrosion ») est divisé en deux et correspond aux milieux très acides ou très basiques. Les oxydes se forment (« passivation ») dans les milieux proches de la neutralité.

La vitesse de corrosion, qui est liée à celles des réactions élémentaires, dépend de la mobilité des ions (conductivité électrique) dans le milieu aqueux. Toutefois, sa détermination par perte de matière pendant une durée donnée n'a d'utilité que pour une forme de corrosion et pour un type de construction donnés.

La corrosion peut produire une dissolution uniforme du matériau métallique; mais ce cas est une simplification de la forme suivante qui est très répandue dans le cas des aciers de construction. La ferrite est le siège de la dissolution (réaction **1**), alors que les réactions de réduction **(2)** ou **(3)** ont lieu au niveau des carbures : il se produit ainsi des dissolutions localisées provoquant des « piqûres » dans le cas d'un liquide homogène. Une autre forme de dissolution sélective apparaît dans des aciers alliés, peu utilisés dans les constructions, où les joints de cristaux sont fortement attaqués (dissolution intergranulaire). Enfin, un acier à haute résistance, tendu dans un milieu aqueux à peu près neutre, peut se fissurer par corrosion sous tension; cette corrosion est amorcée par les imperfections des oxydes formés et se propage lentement par fragilisation par l'hydrogène d'un petit volume d'acier au fond de la fissure de corrosion.

La corrosion atmosphérique des métaux est due aux intempéries (pluie, neige, etc.) et à l'humidité contenue dans l'air. Elle est accélérée ou ralentie par la présence de divers éléments dans l'atmosphère : par exemple, les chlorures ou l'anhydride sulfureux, qui diminuent l'efficacité de la protection apportée par les oxydes (rouille) formés sur les aciers ou les fontes et accélèrent ainsi leur corrosion.

Ces oxydes protègent mieux les aciers lorsque ceux-ci contiennent des éléments correctement choisis pour des atmosphères données. Ainsi, dans une ambiance sans chlorure, une addition de chrome (à plus de 13 %) ou de nickel dans l'acier produit une couche d'oxyde très mince et invisible, suffisante pour le protéger (aciers « inoxydables »), alors que le phosphore et le cuivre, dans les aciers « patinables », donnent une pellicule brune pratiquement étanche lorsque son épaisseur approche le demi-millimètre.

Pour les aciers les plus couramment utilisés dans le bâtiment ou le génie civil, la corrosion par « piqûres » peut être évitée par application de systèmes de protection tels que les peintures ou les revêtements métalliques (galvanisation, etc.).

La corrosion par les eaux concerne soit les canalisations en fonte ou en acier, soit des constructions en eau douce ou en mer. Cette corrosion peut être ralentie de deux façons. D'abord, dans les canalisations, l'eau peut être traitée de sorte que le produit formé sur le matériau métallique protège celui-ci de façon continue. Ensuite, la composition du matériau métallique peut être étudiée pour obtenir le même effet. C'est ainsi que des silicates introduits dans l'eau ou résultant de la dissolution de la fonte ralentissent ce type de corrosion. Les principes électrochimiques énoncés précédemment servent de base à l'étude de la corrosion par les eaux.

La corrosion par les sols concerne les canalisations enterrées et les aciers utilisés dans les ouvrages de fondation et de soutènement. Comme pour les eaux naturelles, il convient de distinguer les milieux ayant une activité biologique (humus, etc.) des autres environnements. En l'absence d'organismes vivants, les sols corrodent les métaux par l'action de l'eau qu'ils retiennent (eau excédentaire « gravifique » ou retenue par capillarité) : la corrosion s'étudie suivant la méthode électrochimique habituelle. En présence d'organismes vivants, le milieu corrosif évolue au cours du temps, et il convient d'étudier l'action des produits de métabolisme de ces organismes (acide sulfhydrique, etc.) sur les matériaux métalliques.

▼ *Détail d'une ossature métallique de construction. Ces aciers sont destinés à supporter des sollicitations statiques et dynamiques sans se déformer au-delà de limites déterminées.*



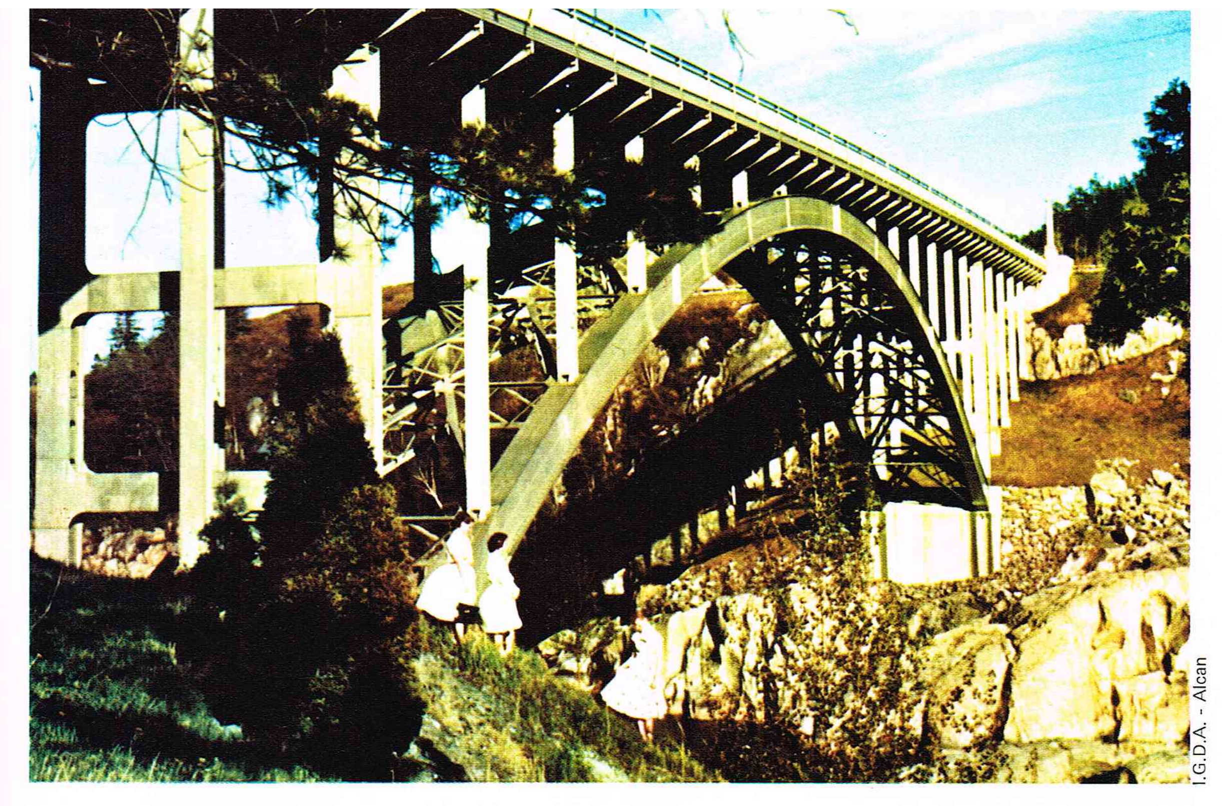
M. Pedone

Choix d'un matériau ferreux pour un usage donné

Les différents emplois

Les éléments de maçonnerie et les bétons résistent mal à des efforts de traction, ils sont donc associés à des matériaux ferreux ou remplacés par ceux-ci dès que les charges subies ne sont pas uniquement de compression. Le choix d'un matériau ferreux pour un usage donné dépend des caractéristiques mécaniques de résistance et de ductilité souhaitées, mais aussi de la facilité de fabrication, de transport et de mise en place des éléments.

Ainsi, les armatures ordinaires de béton armé se présentent sous forme de ronds lisses ou nervurés facilitant leur transport et leur mise en forme par cintrage. Les résistances à la rupture, presque toujours inférieures à 600 MPa, sont associées à une grande ductilité. En revanche, les armatures de précontrainte se présentent sous forme de fils assemblés en câbles utilisés pour le béton précontraint ou comme tirants d'ancrage dans les sols; ils ont une résistance à la rupture supérieure à 950 MPa, et leur ductilité est environ deux fois moins



◀ *Le pont d'Arvida sur le fleuve Saguenay au Canada. Il a été le premier pont du monde construit entièrement en aluminium.*

importante que celle des aciers de béton armé. Les autres câbles en acier à haute résistance ont une résistance mécanique un peu moins élevée que celle des armatures de précontrainte.

Les ossatures de construction sont en profilés et tôles d'acier au carbone assemblés par soudage, rivetage ou boulonnage. Ces produits sont utilisés à l'état de livraison, puis protégés, généralement par peinture, pendant leur mise en service.

Les couvertures, façades et bardages de bâtiment peuvent être en aciers ordinaires ou à résistance améliorée vis-à-vis de la corrosion. Leur résistance mécanique est assez faible.

Les éléments en acier ou en fonte enterrés ou immergés ont souvent une surépaisseur sacrifiée à la corrosion, ou une protection convenable. Leurs caractéristiques mécaniques dépendent du type de construction : canalisations, palplanche, caisson de soutènement, lanière pour armature de remblai, buse, etc.

Autres matériaux métalliques

Alliages d'aluminium

L'aluminium est utilisé sous forme d'alliages dans des constructions du génie civil ou du bâtiment. Les éléments d'alliages sont choisis pour améliorer la résistance mécanique (cas du magnésium ou du cuivre) ou la tenue à la corrosion (cas du chrome).

Les pièces sont obtenues par moulage (« fonte d'aluminium » ou « alliage moulé »), par laminage, forgeage, tréfilage ou extrusion (« alliage corroyé »). Leur durcissement peut être obtenu par écrouissage ou, pour certains alliages, par traitement thermique de chauffage suivi d'une trempe et de vieillissement (durcissement structural) entraînant la précipitation de composés intermétalliques (Al_2Cu, etc.) ou non (Mg_2Si, etc.). L'effet des éléments d'alliage sur les caractéristiques du matériau est très variable. Le silicium, associé au magnésium, améliore la coulabilité des alliages moulés et donne une teinte d'une esthétique appréciée après anodisation.

La corrosion des alliages d'aluminium peut être étudiée à l'aide d'un diagramme de Pourbaix indiquant que la formation d'oxyde (alumine) se produit dans les milieux à peu près neutres (pH entre 4 et 10). La qualité protectrice de cette couche dépend de la composition de l'alliage. Dans certains cas, il convient d'augmenter artificiellement son épaisseur (« anodisation »); la pellicule obtenue, qui est souvent poreuse, est teinte et colmatée.

Lorsque les alliages ont été bien choisis, aucune protection autre que celle de l'oxyde formé naturellement n'est nécessaire.

Les principaux emplois des alliages d'aluminium sont les menuiseries métalliques, des bardages de façades, les équipements routiers tels que les panneaux de signalisation, des ossatures de ponts (*fig.* 10) ou des bâtiments.

Cuivre

Le cuivre est utilisé pur ou allié au zinc (laiton), à l'étain (bronze) ou à d'autres éléments (aluminium, nickel, etc.) donnant des alliages à durcissement structural.

Dans l'industrie du bâtiment, le cuivre est utilisé sous forme de tubes pour canalisations d'eau et dans la serrurerie. Les tubes peuvent être écrouis ou non ; à cause de la facilité de leur brasage à l'étain, ils sont très généralement utilisés. Leur tenue à la corrosion est, de plus, très satisfaisante pour la plupart des eaux de ville.

Zinc

Le zinc non allié se présente, pour l'industrie du bâtiment, sous forme de tôle fine facile à plier et à souder. Il est utilisé notamment pour les couvertures, car il résiste bien à la corrosion atmosphérique ordinaire.

Le zinc allié, par exemple, à l'aluminium est utilisé en fonderie, les pièces obtenues étant utilisées en serrurerie.

En outre, le zinc peut s'appliquer sur l'acier pur trempé à chaud (vers 460 °C) et protéger celui-ci dans différents milieux environnants tels que l'atmosphère ou les bétons. Dans ce dernier cas, une réaction de corrosion dégageant de l'hydrogène peut se produire au contact du zinc dans le béton non encore durci ou, éventuellement, maintenu sursaturé d'eau : le zinc se dissout au profit de l'acier.

BIBLIOGRAPHIE

ALVISET L. et BERBESSON H., *Matériaux de terre cuite*, in *Techniques de l'ingénieur*, A 2010. - DREUX G., *Nouveau Mémento du béton précontraint*, Paris, Eyrolles, 1975; *Pratique du béton précontraint*, Paris, Eyrolles, 1966; *Guide pratique du béton*, Paris, Eyrolles, 1970. - DURIEZ M. et ARRAMBIDE J., *Nouveau Traité de matériaux de construction*, Paris, Dunod, 1961. - FAURY J., *le Béton*, Paris, Dunod, 1958. - JOISEL A., *les Fissures du ciment*, Star, 1961 ; *les Adjuvants du ciment*, Auteur, 1973. - NEVILLE A. M., *Hardened Concrete : Physical and Mechanical Aspects*, ACI monographie n° 6, 1971. *Creep of Concrete*, Amsterdam, North Holland, 1970. - PAPADAKIS M. et VENUAT M., *Industrie de la chaux, du ciment et du plâtre*, Paris, Dunod, 1970; *Fabrication et utilisation des liants hydrauliques*, 1966; *Manuel du laboratoire d'essais des ciments, mortiers, bétons*, Paris, Eyrolles, 1969; *Contrôle et essais des ciments, mortiers, bétons*, Paris, Eyrolles, 1961. - POWERS T. C., *Properties of Fresh Concrete*, New York, London, Wiley, 1968. - STEOPOE A., *la Durabilité du béton*, Paris, Eyrolles, 1970. - VENUAT M., *Ciments et Bétons*, Paris, Presses universitaires de France, 1969; *Adjuvants et traitements des mortiers et bétons*, CERILH, 1971 ; *la Pratique des ciments et des bétons*, in *le Moniteur*, 1976.

MATÉRIAUX D'ORIGINE BIOLOGIQUE

L'appellation « matériaux d'origine biologique » couvre l'ensemble des produits industriels dérivés de matières premières directement issues du monde vivant, du règne végétal ou du règne animal.

Il s'agit principalement :

- *Des produits ligneux*, bois et dérivés, qui non seulement occupent une place importante dans l'industrie moderne (la France en produit environ 8 millions de tonnes par an, y compris les papiers-cartons), mais présentent en outre des perspectives de développement non négligeables.
- *Du caoutchouc naturel*, improprement dénommé « gomme », dont la consommation mondiale devrait atteindre et même dépasser 3 millions de tonnes en 1980, et qui possède des propriétés irremplaçables pour certaines applications industrielles.
- *Des fibres textiles*, que la chimie moderne ne peut totalement remplacer par des produits de synthèse, et qui représentent une production annuelle d'environ 400 000 t en France.
- *Du cuir*, qui reste le matériau par excellence de l'industrie de la chaussure, et dont le confort et la résistance n'ont pu être égalés par aucun matériau de synthèse. La production annuelle française atteint environ 40 000 t.

Ces produits, connus et utilisés depuis les origines de l'activité humaine sur notre planète, possèdent l'énorme avantage d'être indéfiniment renouvelables par synthèse biologique. Pourtant, ils n'ont pas encore bénéficié de l'approche scientifique rigoureuse qui a permis de mettre au point les matériaux industriels modernes, tels l'acier, les matières plastiques, les céramiques et ciments. De ce fait, leur structure reste assez mal connue. Parallèlement, leur emploi et la technologie de leur transformation sont relativement peu élaborés, bien qu'ils soient les héritiers d'une longue et remarquable tradition artisanale. Si l'on considère, d'une part, le chemin parcouru entre la technologie des maîtres de forges d'autrefois et les méthodes actuelles de fabrication par forgeage lourd, et, d'autre part, les gestes du compagnon charpentier d'autrefois, qui sont bien souvent répétés encore aujourd'hui, cette comparaison ne peut manquer d'étonner.

Toutefois, l'utilisation des méthodes d'investigation de la physique et de la chimie modernes nous révèle de jour en jour non seulement l'incroyable complexité de structure des matériaux biologiques, mais également leurs possibilités d'emploi dans des domaines jusqu'alors ignorés. C'est pourquoi ces produits, riches d'un passé prestigieux et de traditions qui les ont peu à peu conduits à faire partie intégrante de notre vie — au point qu'on les qualifie de matériaux « naturels » (encore qu'ils soient fort éloignés de la matière brute produite par la plante ou l'animal) — sont également promis à un avenir plein de développements potentiels. En un mot, les matériaux d'origine biologique sont des matériaux « neufs ».

Très schématiquement, la structure chimique des principaux constituants des produits d'origine biologique peut être résumée de la façon suivante.

Pour les matériaux issus du règne animal, ce sont les protéines qui servent de constituants de base. Il s'agit de hauts polymères appelés polypeptides, qui, du point de vue chimique, résultent de l'accrochage bout à bout d'acides aminés :

$$R{-}CH\begin{matrix} \diagup COOH \\ \diagdown NH_2 \end{matrix}$$

Il existe une vingtaine de motifs R différents dans la synthèse biologique, et c'est à partir de ces seules « briques » élémentaires qu'est construite la quasi-totalité des tissus animaux vivants, des enzymes, et que s'élabore la vie.

La chaîne polypeptidique se forme par élimination d'une molécule d'eau entre les fonctions acide et amine des acides aminés qui la composent :

$$R_1{-}CH\begin{matrix} \diagup COOH \\ \diagdown NH_2 \end{matrix} + R_2{-}CH\begin{matrix} \diagup COOH \\ \diagdown NH_2 \end{matrix} \rightarrow R_1{-}CH\begin{matrix} \diagup COOH \\ \diagdown NH{-}C(=O){-}CH(R_2){-}NH_2 \end{matrix}$$

La chaîne se construit donc pas à pas, puisqu'il reste toujours à chaque extrémité une fonction amine NH_2 et une fonction acide COOH (séparées par des fonctions amide $NH{-}\underset{\displaystyle O}{\overset{}{\underset{\|}{C}}}$) qui restent susceptibles de réagir avec la fonction amine ou acide d'un acide aminé supplémentaire. On peut se rendre compte, sachant que les masses moléculaires atteintes dépassent le kilogramme, voire la tonne, de l'extraordinaire complexité des macromolécules ainsi formées. En effet, seuls la nature et l'ordre de succession des motifs R_1, R_2, etc., le long de la chaîne définissent le polymère.

En ce qui concerne les matériaux issus du règne végétal, c'est essentiellement la cellulose qui sert de constituant de base. Il s'agit également d'un haut polymère, dont nous détaillerons la structure au chapitre *Bois*. Toutefois, en ce qui concerne les gommes, en particulier, et la lignine, qui est l'autre constituant principal du bois, d'autres polymères, tels le polyisoprène, les polybenzéniques et polyterpéniques, se rencontrent également. Difficiles à étudier, ces matériaux possèdent des propriétés physiques et chimiques extrêmement variées qui sont bien souvent supérieures à celles des produits résultant de la seule imagination humaine. Par exemple, le bois de pin est le matériau qui possède une des longueurs de rupture les plus élevées, avec 18 km (longueur à partir de laquelle un matériau casse sous son propre poids). L'aluminium, l'acier, le verre et les matières plastiques se situent pratiquement tous au-dessous de 8 km, et il faut des produits très spéciaux (fil d'acier spécial étiré à froid, composite polyester-fibres de verre orientées) pour dépasser le bois.

Malheureusement, la production des matériaux d'origine biologique n'est guère industrialisable. La synthèse biologique ne peut accroître instantanément sa production pour suivre l'évolution des besoins humains, encore que l'exploitation équilibrée et rigoureuse de toutes les ressources terrestres et maritimes puisse permettre de disposer à moyen terme des matières premières nécessaires sans diminuer le capital écologique indispensable à leur renouvellement.

C'est pourquoi l'industrie moderne a cherché à copier les matériaux comme le caoutchouc, la soie (au début, pour des raisons stratégiques), et a élaboré les matières de synthèse qui se substituent aux matériaux traditionnels dans de nombreux emplois. Toutefois, l'obtention de propriétés aussi contradictoires que l'imperméabilité à l'eau liquide associée à une bonne perméabilité à la vapeur d'eau (le cuir), la résistance élevée aux chocs alliée à une extrême légèreté (le bois), l'autorenforcement sous l'effet d'une contrainte de plus en plus élevée (le caoutchouc naturel), etc., n'est pas possible actuellement avec les matériaux de synthèse.

C'est certainement en s'attachant à comprendre comment le ver à soie coextrude et synthétise la séricine et la fibroïne, comment l'arbre parvient à élaborer la cellulose avec une parfaite orientation, et comment le caoutchouc naturel cristallise de manière réversible (et pratiquement sans hystérésis) sous contrainte, qu'il sera possible, non seulement d'améliorer l'emploi des matériaux biologiques en profitant de l'acquis empirique des traditions artisanales, mais aussi de créer des matériaux nouveaux, associant synthèse biologique et synthèse industrielle, pour obtenir des propriétés exceptionnelles. Ainsi on peut penser que, demain, l'écart qui existera entre ces matériaux et les polymères de base (biologiques ou synthétiques) sera encore plus grand que celui qui existe aujourd'hui entre les minerais et les alliages les plus élaborés ayant subi les traitements thermiques les plus complexes.

Gomme

Le terme « gomme » désigne habituellement le caoutchouc naturel sous sa forme crue, dont l'aspect est celui de la gomme à crayon utilisée par les dessinateurs. Il s'agit en fait d'un abus de langage, car les gommes (ou, comme l'on dit parfois, les mucilages) constituent une catégorie de produits qui résultent tous de l'exsudation des végétaux. Ces substances, de nature essentiellement glucidique, peuvent être qualifiées d'antiseptiques naturels, en ce sens qu'elles permettent à la plante de cicatriser les blessures provoquées par une attaque parasitaire, la sécheresse ou une lésion mécanique.

Elles sont utilisées comme matières premières dans l'industrie pharmaceutique, les colles et vernis, et l'imprimerie. C'est la gomme arabique, produite notamment par les acacias d'Afrique, qui est la plus connue.

Il faut dissocier ces produits des résines et des latex, dont la nature chimique est tout à fait différente.

- Les *résines*, produites essentiellement par les conifères, contiennent surtout des composés aromatiques benzéniques et terpéniques et sont exploitées industriellement par la chimie et la pharmacie (récolte de la gomme du pin maritime dans les Landes, en particulier).
- Les *latex* sont, comme leur nom l'indique, des « laits végétaux », composés surtout de carbures d'hydrogène, d'alcaloïdes et d'amidon. Produits par de nombreuses espèces de plantes, ils permettent d'obtenir, outre le caoutchouc et la gutta-percha, de nombreuses laques. Utilisés tels quels, ils entrent dans la composition de peintures ou revêtements divers, ou servent à fabriquer des objets « au trempé » (gants, ustensiles médicaux, etc.).

C'est en fait le caoutchouc naturel qui est le matériau d'origine biologique le plus intéressant dans cette série de produits, et qui sert de matière de base à toute une industrie extrêmement développée.

Obtention et composition du caoutchouc

Une grande diversité de familles botaniques donne des « plantes à caoutchouc » dont on peut tirer un latex utilisable comme matière première. Les plus connues sont les Euphorbiacées (hévéa, euphorbia, manihot), les Composées, les Moracées et les Apocyanées. On peut également mentionner à titre anecdotique que des plantes aussi communes que la laitue ou la chélidoine donnent du latex.

C'est d'*Hevea brasiliensis* qu'on tire industriellement le latex donnant le caoutchouc. Il s'agit d'un arbre monoïque, à fleurs unisexuées, de la famille des Euphorbiacées, qui croît dans la forêt amazonienne et qui a été acclimaté en Extrême-Orient (Vietnam, Malaisie, etc.), où sa culture intensive a remplacé la récolte méthodique initialement développée au Brésil. Par sélection génétique, on améliore constamment les espèces (ou clones), et par conséquent le rendement du latex.

Le caoutchouc résulte d'un traitement complexe du latex. Après filtration, addition d'un antiferment et coagulation à l'acide (formique ou acétique le plus souvent), on obtient des plaques qu'il faut laver, presser et gaufrer, puis enfin sécher et fumer pour éviter l'attaque par moisissures. On a ainsi éliminé l'amidon, les alcaloïdes et l'eau, qui constituaient la plus grande partie du latex. La feuille fumée, forme commerciale sous laquelle est vendu le caoutchouc cru, ne contient donc plus que les carbures d'hydrogène.

En fait, le caoutchouc naturel est un haut polymère de l'isoprène dont la masse moléculaire est variable selon le traitement subi par le latex. Il s'agit du polyisoprène cis 1-4. Mentionnons que la gutta-percha est constituée de polyisoprène trans 1-4, et que c'est un corps aux propriétés assez différentes du caoutchouc naturel, principalement utilisé comme isolant dans l'industrie électrique.

Le caoutchouc est soluble dans le benzène, ce qui permet de l'utiliser à l'état pur en « dissolution » pour coller les pièces de caoutchouc manufacturé ou pour enduire les tissus. Ce fut d'ailleurs grâce à cette technique, mise au point par Mac Intosh en Angleterre en 1823, que le caoutchouc prit son essor industriel dans la confection de vêtements de pluie demeurés fameux.

L'élaboration d'objets manufacturés en caoutchouc naturel (comme d'ailleurs en caoutchouc synthétique) fait appel à la technique de vulcanisation, initialement mise au point par Goodyear en 1839.

Vulcanisation du caoutchouc, haute élasticité caoutchoutique

La réaction de vulcanisation consiste à créer un réseau polymérique thermiquement stable, par ouverture des doubles liaisons et pontage intermoléculaire (le plus souvent grâce à un agent de réticulation). Industriellement, c'est tout d'abord la vulcanisation au soufre qui fut développée, opération qui permet d'apporter au produit manufacturé diverses propriétés importantes, dont la résistance aux solvants, une résistance accrue au vieillissement, de bonnes caractéristiques, et surtout la haute élasticité caoutchoutique. Cette propriété est essentielle : c'est elle qui permet à un morceau de caoutchouc vulcanisé d'accepter de très grandes déformations et de revenir ensuite à son état initial avec une très faible hystérésis. Macroscopiquement, cette pièce possède un comportement élastique jusqu'à une déformation de 800 % (typiquement) avec un module d'Young E de l'ordre de 0,1 kg/mm^2. De plus, lors de l'allongement, le caoutchouc vulcanisé s'échauffe, et il se refroidit lorsqu'on le laisse se raccourcir. Enfin, la force nécessaire pour maintenir un allongement constant croît avec la température.

L'analyse thermodynamique classique du phénomène met en évidence la nature essentiellement entropique de la haute élasticité caoutchoutique. A température T et à pression P constantes, le travail dW à fournir pour déformer l'échantillon d'une longueur dl est

$$dW = \sigma dl - P dV$$

où σ est la contrainte (force par unité de surface) et dV la variation de volume de l'échantillon. Par conséquent, on peut exprimer σ comme étant la différentielle $\frac{\partial W}{\partial l}$ à volume, pression et température constants :

$$\textbf{(1)} \qquad \sigma = \left(\frac{\partial W}{\partial l}\right)_{V, T, P}$$

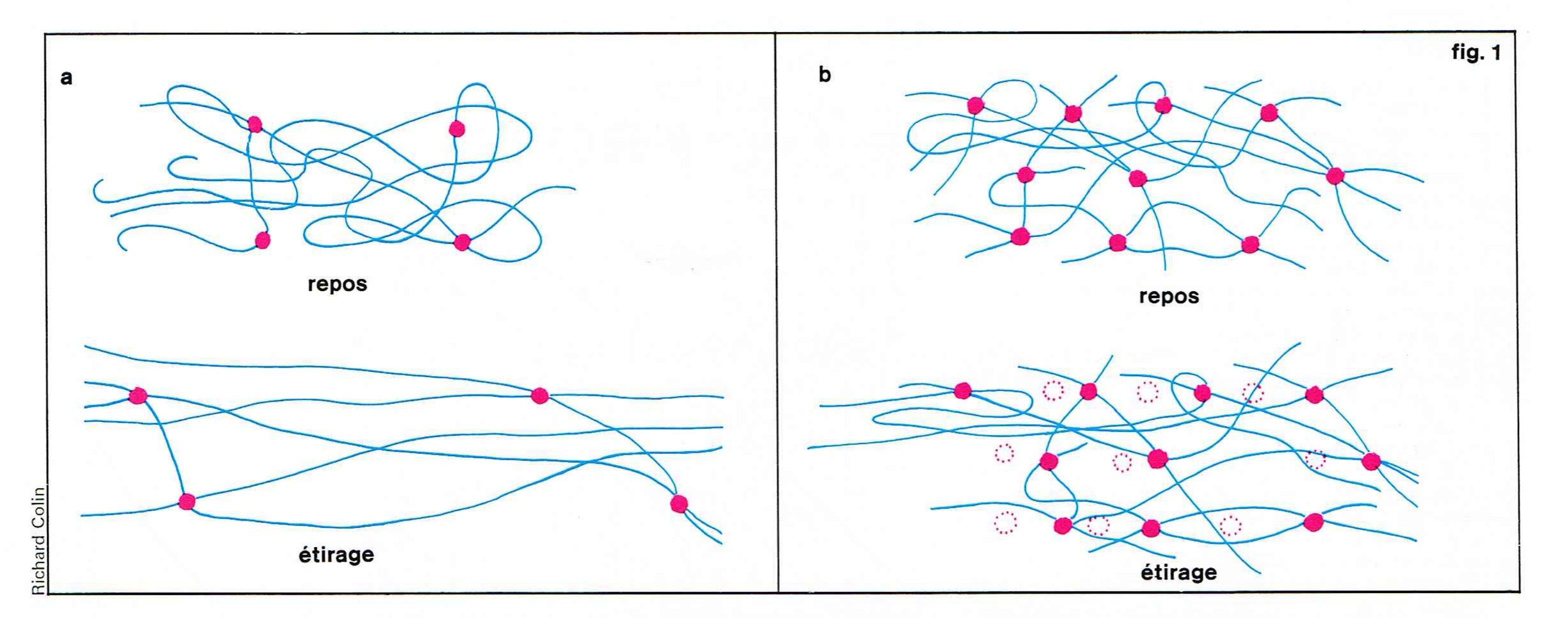
Or, d'après le premier principe de la thermodynamique, l'énergie interne du système s'écrit $dU = dW + dQ$ où dQ est la quantité de chaleur échangée au cours de la transformation. Cela s'exprime, en introduisant l'entropie S :

$$\textbf{(2)} \qquad dU = dW + T dS$$

Par conséquent, d'après **(1)** et **(2)** :

$$\sigma = \left(\frac{\partial U}{\partial l}\right)_{T, V, P} - T\left(\frac{\partial S}{\partial l}\right)_{T, V, P}$$

On voit donc, sous cette forme, que la force nécessaire à la déformation dépend non seulement de l'énergie interne du système (premier terme), mais aussi d'une variation de son entropie. L'analyse thermodynamique statistique du phénomène permet d'interpréter ces deux termes de la manière suivante. La quantité $\left(\frac{\partial U}{\partial l}\right)_{T, V, P}$ peut être assimilée à une variation des distances interatomiques dans le réseau, et le terme $\left(\frac{\partial S}{\partial l}\right)_{T, V, P}$ à une transition réversible ordre-désordre des macromolécules. Ce dernier point peut être vérifié expérimentalement en faisant varier le taux de réticulation du caoutchouc (c'est-à-dire le degré de vulcanisation). Dans un échantillon faiblement réticulé, les macromolécules possèdent une grande liberté de mouvement. On peut les schématiser au repos comme pelotonnées sur elles-mêmes, ce qui autorise de grandes déformations, la réversibilité étant assurée par les quelques ponts introduits lors de la vulcanisation. La transition ordre-désordre est prépondérante. Au contraire, lorsque toutes les liaisons —C = C— ont été ouvertes et que toutes les possibilités de pontage ont été utilisées, les chaînes macromoléculaires n'ont plus aucune liberté de mouvement, et l'édifice ne peut se déformer que par variation des distances interatomiques (*fig.* 1*a*). Un exemple de matériau totalement vulcanisé est fourni par l'ébonite, qui est très dure, cassante et pratiquement indéformable.



▲ *Figure 1 : haute élasticité caoutchoutique;* a, *réticulation faible;* b, *réticulation forte.*

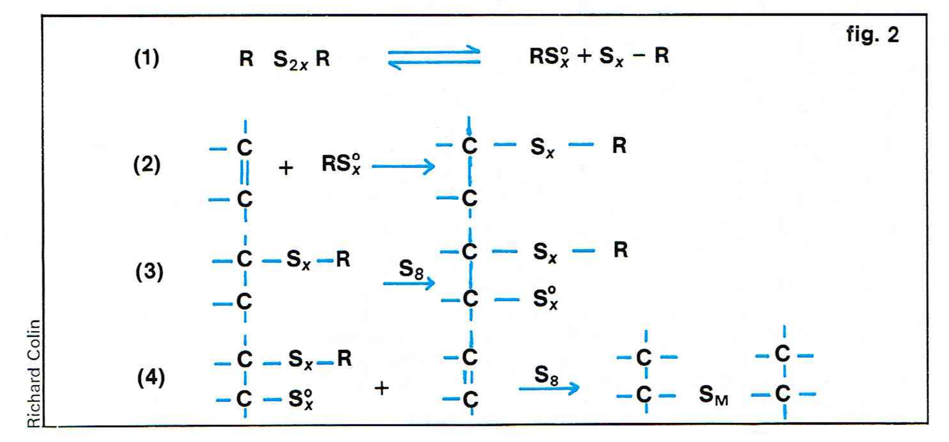
Le mécanisme de la vulcanisation au soufre, tel qu'il avait été découvert par Goodyear, consistait à mélanger intimement le caoutchouc et la fleur de soufre, puis à chauffer le tout pendant plusieurs heures à 140 °C. Si l'on effectue cette opération, on s'aperçoit que la viscosité apparente du mélange en fonction du temps augmente, puis se stabilise (effet « plateau »). La réaction est alors terminée, et, si l'on continue le chauffage, des risques de dégradation du produit apparaissent. C'est le réseau tridimensionnel soufre-carbone ainsi formé qu'on appelle ébonite, matériau qui a des propriétés mécaniques, électriques et chimiques remarquables. La réaction est très lente (4 à 5 h) et son mécanisme mal connu.

Le schéma (*fig.* 2) habituellement proposé suppose la formation de soufres activés S° tout le long de la chaîne à partir de composés soufrés qui seraient obtenus en trois étapes. La liaison permettant le pontage interchaînes est ensuite obtenue par ouverture d'une double liaison sur une chaîne voisine.

Divers perfectionnements apportés au procédé initial ont permis d'améliorer le temps de réaction, notamment en employant l'oxyde de zinc comme catalyseur, ou divers accélérateurs. Les plus connus sont le diméthyldithiocarbamate de zinc, le disulfure de tétraméthylthiurame et le mercaptobenzothiazol. La réaction de pontage interchaînes peut être limitée par la formation de polysulfures et de cycles intramoléculaires lorsqu'on emploie ces accélérateurs.

La vulcanisation sans soufre est possible à l'aide de peroxydes, mais ce procédé est généralement réservé aux caoutchoucs synthétiques.

▼ *Figure 2 : les étapes du mécanisme de la vulcanisation du soufre. 1, 2, 3, formation du soufre activé S°; 4, pontage interchaînes.*



Mise en œuvre du caoutchouc, utilisations

L'adjonction de charges diverses permet de donner au produit fini des propriétés physiques et chimiques particulières, telles que résistance au fluage, à l'abrasion, à la chaleur, à l'oxydation, etc. Ces charges sont, outre les lubrifiants (acide stéarique, huiles minérales) et les ingrédients de vulcanisation (soufre, ZnO, accélérateurs), les noirs de carbone, la silice, les fibres d'amiante, le kaolin, la craie, etc.

Avant la vulcanisation, il est nécessaire d'obtenir un mélange homogène. Pour cela, on utilise des appareils appelés malaxeurs. On distingue les appareils à cylindres chauffants, dits mélangeurs à cylindres, qui permettent toute une procédure de mélange et qui font appel à un personnel hautement qualifié, et les mélangeurs à pales, dits mélangeurs internes, dans lesquels on charge tous les ingrédients à la fois. Les premiers sont utilisés afin d'élaborer des produits spéciaux très délicats à mettre en œuvre à cause des risques de « grillage » du caoutchouc (décomposition à la chaleur et par réaction chimique avec certains constituants du mélange). Les seconds permettent au contraire de fabriquer les mélanges industriels avec une excellente reproductibilité.

Après mélange, on obtient un produit hautement déformable et « plastique ». Il s'agit en fait d'un liquide visco-élastique de très forte viscosité, comparable à un polymère thermoplastique fondu. On comprendra donc aisément que l'on puisse rencontrer dans un atelier de transformation du caoutchouc les mêmes machines que dans un atelier de transformation de matières plastiques (extrudeuses, encore appelées boudineuses, calandres, presses à injecter, etc.).

On peut également profiter de l'autocollage du mélange élastomérique pour confectionner des objets complexes, le plus souvent composites caoutchouc-tissus. C'est ainsi que sont fabriqués les pneumatiques, par assemblage d'une multitude de pièces (représentant généralement autant de mélanges différents) qui permettent de confectionner un patron, ensuite pressé et vulcanisé.

Les pièces formées et moulées, le caoutchouc étant encore « plastique », sont enfin vulcanisées, soit *in situ* dans le moule, soit en étuve.

Par rapport aux caoutchoucs de synthèse disponibles sur le marché, le caoutchouc naturel possède l'avantage essentiel de présenter une très faible hystérésis et de cristalliser de manière réversible sous tension. Il est donc « autorenforçant » et ne s'échauffe pas lorsqu'il est soumis à des cycles allongement-raccourcissement répétés. Il est ainsi irremplaçable comme base de roulement dans les pneumatiques (partie située entre la bande externe gravée et l'armature tissée ou la carcasse radiale) et partout où l'auto-échauffement en cours d'utilisation est à proscrire.

Le polyisoprène cis 1-4 a pu être obtenu par synthèse chimique, mais ce dérivé du pétrole n'a pas d'aussi bonnes propriétés que le produit tiré de l'hévéa. Il semble donc que la physique du solide du caoutchouc naturel ne soit pas encore assez bien connue, et que de nombreuses propriétés intéressantes puissent encore être apportées aux élastomères de synthèse par son étude approfondie.

Les fibres

De tout temps, l'homme a utilisé des matériaux fibreux comme liens, cordages, supports pour l'écriture et, sous leur forme la plus élaborée, les textiles. Ils ont supplanté les peaux de bêtes de l'homme des cavernes, autorisé l'essor des transports maritimes grâce à la voile, et largement participé au développement industriel des États modernes. Aujourd'hui, les fibres de synthèse ont pris dans bien des cas le relais, mais les marchés de la laine, de la soie, du coton, du lin et du jute restent toujours actifs, et, pour de nombreux emplois, les qualités de ces matières restent irremplaçables.

Géométriquement parlant, une fibre est un corps pratiquement unidimensionnel, c'est-à-dire quasi cylindrique, de longueur infiniment grande par rapport à son diamètre moyen. On peut la caractériser par son *élancement*, grandeur sans dimension, égale au rapport de sa longueur au diamètre.

D'autres caractéristiques font intervenir la densité du matériau constituant la fibre, et sont utilisées pour apprécier la finesse d'un fil textile (on parle en général du *titre* d'un fil). Les grandeurs couramment employées sont le *décitex* (1 dtex est l'unité employée pour caractériser un fil de 10 000 m de long pesant 1 g) et le *denier* (1 denier est le titre d'un fil de 9 000 m de long, qui pèse 1 g).

L'élancement sert surtout à caractériser les fibres utilisées pour le renforcement des matériaux composites. En effet, on a pu montrer que le pouvoir renforçant d'une fibre croît lorsque son élancement augmente. Il faut donc, pour pouvoir comparer divers matériaux, se placer de telle sorte que les élancements des fibres renforçantes soient identiques. En revanche, le titre est utilisé dans l'industrie textile pour caractériser les fils servant de base à la confection des tissus, lesquels sont ensuite définis par leur *grammage* (poids au mètre carré).

Sans entrer dans le détail des opérations de fabrication des textiles ou des cordages, auxquelles des ouvrages fort spécialisés sont consacrés, il est extrêmement intéressant de passer en revue les caractéristiques structurales des matériaux de base que nous fournit la synthèse biologique.

Il faut distinguer les fibres d'origine animale (laine et soie), essentiellement polypeptidiques, des fibres d'origine végétale (lin, jute, coton, etc.), essentiellement polyosidiques, et plus précisément constituées de cellulose.

Fibres végétales

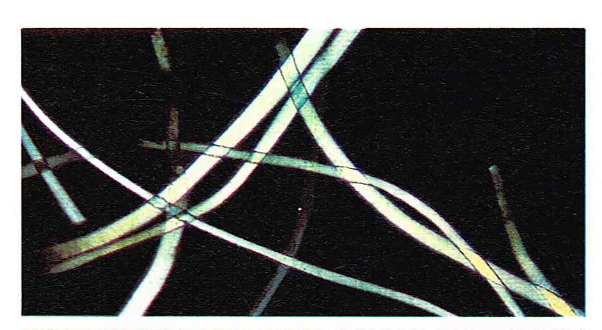
Peu de chose différencie les fibres végétales du point de vue de la structure de base. Toutefois, sur le plan technologique, les qualités macroscopiques des produits obtenus sont tout à fait différentes, selon que l'on a de la cellulose presque pure (cas du coton) dont on tire des fils extrêmement solides et « confortables », ou au contraire des filasses « revêches » (cas du jute et du chanvre).

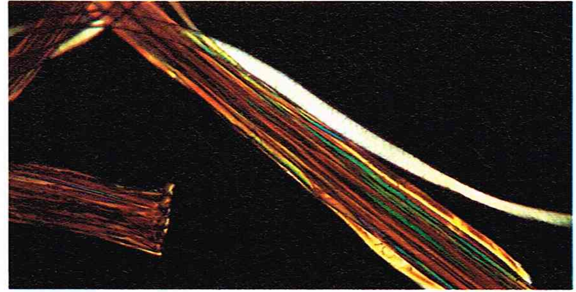
Botaniquement parlant, le **jute** est une plante annuelle de 2 à 4 m de haut (genre *Corchorus*, famille des Tiliacées), dont la principale source de production industrielle est le Bangla Desh. La filasse qu'on en tire (et que l'on peut également obtenir à partir de l'hibiscus) est aussi appelée jute par extension; elle est utilisée dans l'industrie de l'emballage (sacs à pommes de terre), du revêtement de sol (type linoléum) et du tapis.

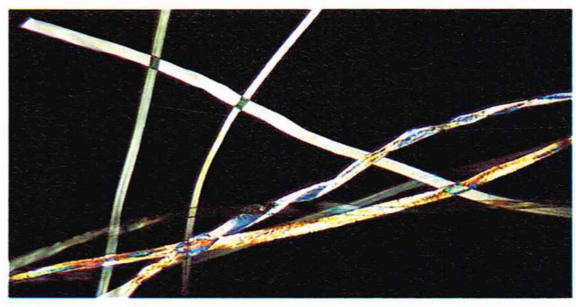
Le **lin** est une plante herbacée (famille des Linacées, ordre des Géraniales) haute de 60 cm environ, dont la graine donne une huile siccative bien connue, et les tiges une fibre textile de qualité supérieure. On sépare les fibres de cellulose pratiquement pure du tissu ligneux qui les entoure, lors de l'opération de « teillage » (battage de la tige ayant subi préalablement le « rouissage », sorte d'amollissement par l'eau, obtenu par trempage en cuve ou rivière, ou par exposition prolongée aux intempéries). On obtient ainsi l'étoupe (85 % du lin sec) et le lin teillé utilisable directement en filature.

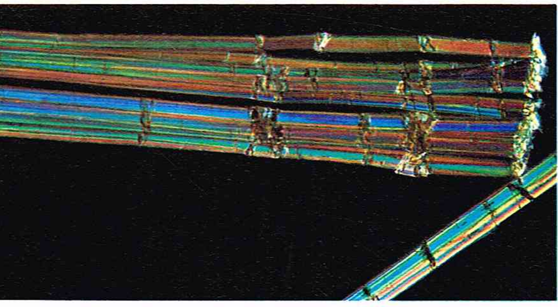
Le **coton** est une fibre de cellulose pure (c'est d'ailleurs les linters de coton qui fournissent la matière constituant l'étalon de référence à partir duquel on a établi la structure de la cellulose I). Cette fibre entoure la graine du cotonnier, nom qui recouvre plusieurs espèces de plantes arbustives, dont les plus cultivées sont *Gossypium herbaceum* et *Gossypium barbadense* (famille des Malvacées). Les fibres obtenues sont de longueur variable selon l'espèce (15 à 70 mm), et les graines, une fois pressées, donnent une huile comestible employée le plus souvent dans les industries du savon, de la margarine et des conserves.

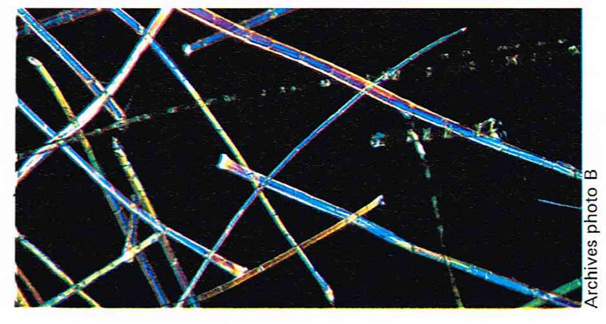
L'industrie utilise également le **chanvre** (ou *Cannabis*), qui donne une fibre moins fine que le lin, pour la fabrication de cordages, la **ramie**, dont la fibre est la plus longue et la plus résistante des fibres végétales (utilisée pour les tissus damassés, les fils à coudre et les cordons), et le **sisal** (nom d'un port d'Amérique centrale), qui est tiré de diverses plantes (genre *Agave*) et qui sert à tresser des cordes et des chapeaux.





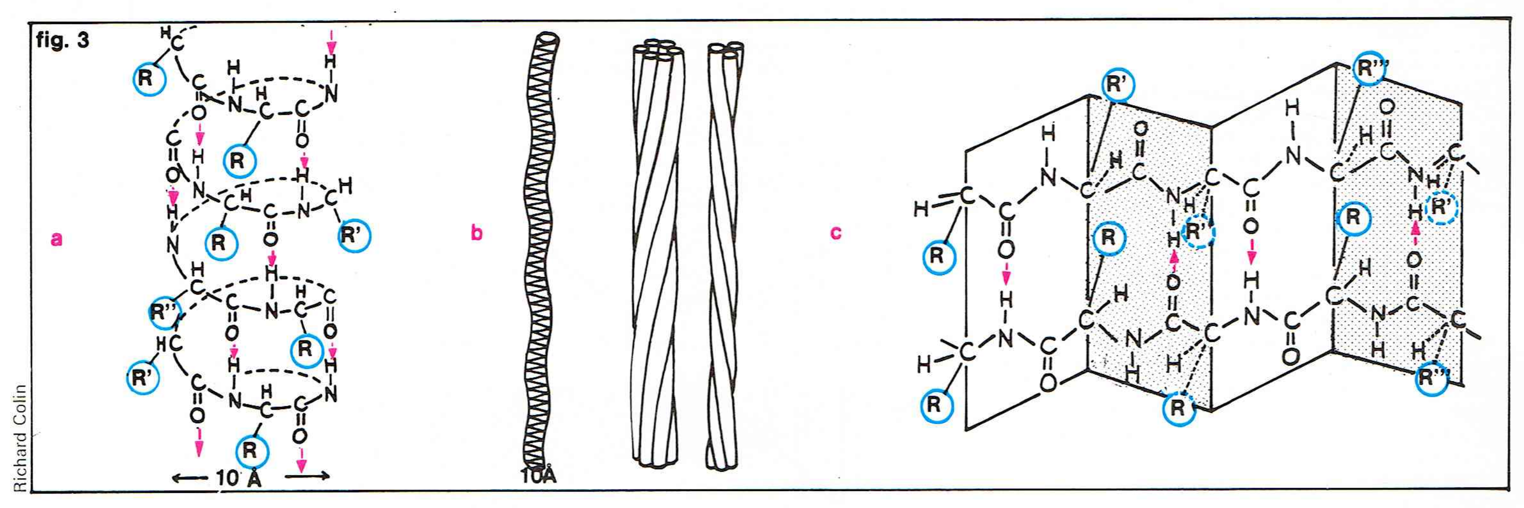






Archives photo B

◀ ***Fibres textiles observées au microscope en lumière polarisée; de haut en bas, laine, soie, coton, chanvre et lin.***



▲ *Figure 3 :*
a) schéma de l'hélice α;
b) structure β : chaînes polypeptidiques dans les feuillets plissés;
c) structure γ : hélice secondaire et câbles à plusieurs bras
(d'après Pauling et Corey).

Fibres animales

Les fibres animales sont beaucoup mieux différenciées au point de vue structural.

La **laine**, qui est produite par les bulbes pileux situés sous la peau de l'animal, est en fait un filament « coextrudé » à base de fibrilles de protéines liées entre elles par le suint, sécrété par les glandes sébacées et sudoripares.

Elle constitue la toison des moutons (1 200 à 9 000 poils au centimètre carré), et certaines espèces de lapins, chats ou chèvres (laines angora, mohair et cachemire en particulier) en fournissent également. Selon sa qualité, qui s'apprécie à la longueur, la souplesse et le degré d'emmêlement des fibres, la laine s'utilise dans diverses applications textiles (tissus, fil pour tricots, etc.). Il faut signaler que son excellente aptitude au feutrage la désigne comme matière première pour l'industrie du béret (le feutre étant obtenu par battage mécanique d'un tricot).

Le suint est un produit de composition chimique assez mal connue qui représente, selon les qualités, de 15 à 75 % du poids de la laine. Partiellement soluble dans l'eau froide, il est probablement constitué par des acides gras. C'est de plus un excellent tensio-actif qui nettoie à merveille les mains et les outils du tondeur. Le suint joue un rôle de conservation et de protection des fibres lainières; il est totalement éliminé lors de la préparation textile, afin d'éviter les attaques par les insectes. A ce rôle s'ajoute celui de lubrifiant de filage, puisqu'on est obligé d' « ensuiner » la fibre débarrassée du suint avec un corps gras (huile d'olive généralement) ou de filer directement la laine suinée.

La fibre lainière a une longueur de 35 à 350 mm et un diamètre de 16 à 50 μm. Les fibrilles protéiniques qui la constituent représentent 25 à 85 % du poids de laine brute, le reste étant le suint. C'est la kératine α qui est le principal constituant fibrillaire de la laine. Il s'agit d'un polymère d'acides aminés dont la structure n'est pas encore totalement élucidée. Les principaux motifs de répétition sont ceux de l'acide glutamique (14 %), de la cystine (12 %), de la leucine (11 %), de la sérine (10 %) et de l'arginine. Il est impossible, avec les polypeptides, de dissocier la structure propre des macromolécules (on parle généralement de conformation) de la nature chimique et de l'enchaînement des motifs qui les composent si l'on veut expliquer leurs propriétés physiques.

Très schématiquement, on peut définir deux conformations de base, l'une en hélice, dite α, et l'autre en feuillets plissés, dite β (voir *fig.* 3 a et b). L'hélice α est la conformation la plus probable des chaînes de kératine de la laine. Toutefois, sous l'effet d'un étirement mécanique, il est possible de passer de la conformation en hélice à la conformation en feuillets plissés. On ne peut s'empêcher de rapprocher cela du phénomène de feutrage mécanique de la laine, encore qu'aucune explication définitive n'ait été fournie sur ce point, à notre connaissance.

De plus, les chaînes polypeptidiques peuvent se combiner entre elles pour donner des hélices beaucoup plus complexes que l'hélice α. On parle alors de structure de type γ, dont quelques exemples sont donnés par la *figure* 3 c. Ce type d'arrangement à l'échelle moléculaire n'est pas sans rappeler la structure d'un cordage ou d'une ficelle et permet peut-être d'expliquer, non seulement la bonne résistance mécanique des filaments que nous procure la synthèse biologique, mais aussi la possibilité même de fabriquer un fil unidirectionnel à partir d'un amas compact et enchevêtré comme peut l'être une toison de mouton.

La **soie** est un fil particulièrement résistant produit par les glandes contenues dans l'abdomen de la larve du bombyx du mûrier *(Bombyx mori)* et de certaines araignées (*Antherea pernyi, Araphe infracta*, etc.).

C'est lors du passage au travers d'une véritable « filière » que le fil se forme et s'oriente. On pense que la fibroïne, principal constituant du fil de soie, est « gainée » par de la séricine au moment du passage dans la filière « anatomique ». La cristallisation intervient aussitôt après et

▼ *Figure 4 :*
a) structure de la fibroïne (domaines cristallins);
b) domaines amorphes et cristallins de la fibroïne de la soie :
G, glycocolle; A, alanine; T, tyrosine; S, sérine; X, Y, Z amino-acides divers.

fig. 4

domaine cristallin — domaine amorphe — domaine cristallin

G. A. G. A. G. A. G. A. G. A. G. T. G. X. G. Y. G. S. G. A. G. A. G. A. G. A. G. A. G. A.
G. A. G. A. G. A. G. A. G. A. G. A. G. X. G. T. G. X. G. A. G. A. G. A. G. A. G. A. G. A.
G. A. G. A. G. A. G. A. G. A. G. S. G. A. G. T. G. A. G. A. G. A. G. A. G. A. G. A. G. A.
G. A. G. A. G. A. G. A. G. A. G. X. G. Y. G. Z. G. T. G. A. G. A. G. A. G. A. G. A. G. A.
G. A. G. A. G. A. G. A. G. A. G. Y. G. S. G. A. G. Z. G. A. G. A. G. A. G. A. G. A. G. A.

a — b

Richard Colin

confère au fil ses remarquables propriétés mécaniques (ténacité de 40 à 50 kg/mm², allongement à la rupture de 13 à 20 % pour un diamètre moyen de 10 à 15 μm) utilisées par l'animal pour confectionner son cocon ou la toile qui lui servira à capturer sa nourriture. Mentionnons qu'au sortir du ver à soie, le fil a une consistance élastomérique. 800 à 1 500 m suffisent à la confection du cocon.

La séricine est de composition chimique assez mal connue. La fibroïne est, de même que la kératine de la laine, une protéine dont la composition en acides aminés diffère fortement selon l'origine. Le glycocolle (24 à 43 %) et l'alanine (26 à 53 %) sont prépondérants, mais de faibles quantités de sérine (2 à 10 %), d'acide aspartique, de thréonine et d'autres acides aminés (arginine, tryptophane, etc.) composent les molécules de fibroïne qui possèdent une conformation en feuillets plissés (de type β).

La *figure* 4 montre la structure complexe de la fibroïne de la soie, où l'alternance de domaines cristallins (ne contenant vraisemblablement que des motifs alanine et glycocolle) et de domaines amorphes n'est pas totalement élucidée.

Obtention du fil textile

Seul le fil de soie est « livré » pratiquement utilisable par la synthèse biologique. La séricine est en effet soluble dans l'eau chaude, et il suffit de dévider le fil du cocon qu'on retord ensuite avec plusieurs autres fils dévidés simultanément.

Pour les autres fibres, qui sont généralement discontinues et assez courtes, on oriente les amas obtenus (toison, coton en balle, etc.) par cardage et peignage, puis on tord régulièrement un fil continu en tirant petit à petit la matière au cours de l'opération de filage. Il va sans dire que l'extraordinaire agilité des bergères d'autrefois, qui parvenaient à tirer de la quenouille un fil fin et régulier, est à présent remplacée par la complexité des machines modernes.

Le cuir

Le cuir est, parmi les matériaux biologiques, celui dont les propriétés permettent certainement d'énoncer les paradoxes les plus saisissants. En schématisant à peine, on peut en effet dire de lui que c'est un matériau poreux et imperméable, à la fois souple et rigide, formable à volonté, mais conservant définitivement la forme acquise, et dans tous les cas d'une exceptionnelle résistance mécanique. Matériau « noble », il s'agit en fait d'un produit de récupération de l'élevage de boucherie, et mis à part les utilisations en ganterie, sellerie, bourrellerie, habillement et ameublement, les trois quarts de la production mondiale de cuir servent à fabriquer la plupart des quelque deux milliards et demi de paires de chaussures « mises en service » chaque année.

Le cuir n'est pas un matériau industriel, au sens où cet adjectif recouvre un ensemble de qualités pratiquement constantes, ou ne fluctuant que dans de très faibles proportions. En effet, la peau de l'animal varie en épaisseur, du « croupon » (partie dorsale) aux « flancs », et c'est elle qui subit les agressions mécaniques (blessures) et parasitaires (trous de larves, etc.). Le cuir que l'on tire des peaux n'est donc pas constant en qualité et reste très dépendant de la race, de la méthode et du lieu d'élevage de l'animal dont il provient.

L'industrie du cuir est finalement, en quelque sorte, une industrie de récupération des sous-produits de l'industrie de la viande. Son extrême technicité (qui constitue à la limite tout un art) lui permet, pour notre plus grand confort, de pallier les irrégularités de la matière première afin de nous offrir ce matériau exceptionnel. Le cuir que nous utilisons presque quotidiennement est en effet l'héritier d'une tradition artisanale, puis industrielle, qui a su rendre la peau animale imputrescible et, de surcroît, en améliorer peu à peu les propriétés mécaniques.

Structure de la peau - Constituants du « cuir vivant »

Le cuir est tiré de la peau des animaux par la transformation physique et chimique de l'une de ses « couches » : le derme.


I.G.D.A. - B.P.D.

▲ *L'atelier de peignage d'une industrie lainière.*

C'est à partir de la couche basale que s'opère l'élaboration des cellules épithéliales où a lieu le processus de *kératinisation*, par lequel les protéines du protoplasme cellulaire cristallisent sous forme de kératine et assurent la résistance mécanique de l'enveloppe externe.

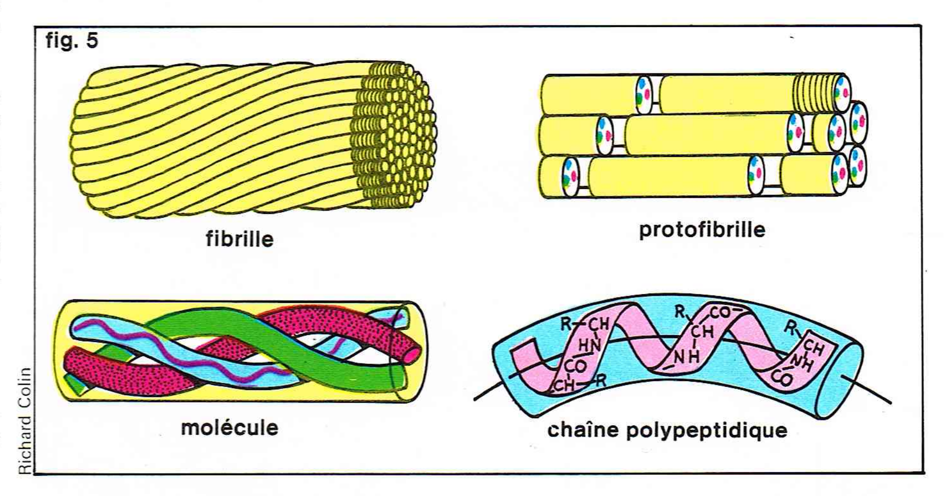
En fait, le rôle biologique de la peau ne se limite pas à celui d'un simple « produit d'emballage », et les fonctions d'échange (respiration, transpiration) sont aussi importantes que les fonctions de protection.

Le *derme*, à partir duquel est élaboré le cuir, est essentiellement constitué d'un produit fibrillaire, le collagène, noyé dans un liquide biologique appelé « substance fondamentale » (il s'agit en fait d'un réseau polymérique gonflé qui sert probablement de milieu réactionnel à la synthèse biologique en assurant de plus les fonctions d'échange).

La *substance fondamentale* est de composition chimique très complexe, riche en acides aminés. Le *collagène* est la protéine principale des tissus conjonctifs animaux (chez l'homme, elle représente à elle seule plus du tiers des protéines). Les principaux acides aminés qui la composent sont le glycocolle (33 %), la proline et l'hydroxyproline, qui, à elles deux, forment 22 % de la molécule. La biosynthèse du collagène fait encore actuellement l'objet de recherches très poussées, afin d'expliciter la structure chimique de la macromolécule. On sait que l'unité structurale de base est une imbrication de trois chaînes polypeptidiques en triple hélice, chaque chaîne comportant environ un millier de motifs acides aminés, et dans laquelle l'environnement d'un motif acide aminé est fixé par la biosynthèse.

En fait, la séquence complète des acides aminés du collagène n'a pas encore été déterminée, et seules des séquences partielles comportant trois ou quatre motifs ont pu être établies (en particulier, on retrouve fréquemment la succession : glycocolle — proline — hydroxyproline — glycocolle). Par contre, la structure fibrillaire du collagène est bien connue, comme le montrent la *figure* 5. On comprend mieux, devant la complexité de cette structure, pourquoi le derme peut posséder des

▼ ***Figure 5 : organisation du collagène (d'après*** **Structure du collagène,** ***in*** **Cahiers médicaux lyonnais,** ***51, 1975).***



Richard Colin

propriétés aussi contradictoires que celles mentionnées ci-dessus. Par exemple, l'échange de vapeur d'eau avec l'extérieur est possible par fixation et relâchement des molécules H_2O sur les sites de la chaîne polypeptidique, tandis que la cohésion des tissus fibrillaires la rend imperméable aux liquides.

Traitement des peaux, élaboration du cuir

Après la mort de l'animal, la peau non traitée est un milieu exceptionnellement favorable à la prolifération bactérienne, notamment au niveau du derme où le collagène gonflé par la substance fondamentale constitue un aliment de choix. On comprend donc toute la difficulté du traitement permettant l'élaboration du cuir, à partir d'une matière première de base vouée à la putréfaction.

La dépouille de l'animal fraîchement abattu doit tout d'abord être préservée telle quelle. Cette conservation est assurée par un salage ou un séchage rigoureux à l'air libre. Trois étapes successives permettent ensuite de transformer la peau en cuir utilisable par l'industrie.

Il s'agit tout d'abord de séparer le derme des autres tissus cutanés. On obtient ce résultat grâce au « travail de rivière » qui fournit la « peau en tripe » (derme à peu près pur).

Il faut ensuite assurer l'imputrescibilité du derme en stabilisant les acides aminés du derme et de la substance fondamentale susceptibles de se décomposer. C'est le but du tannage, qui donne le « cuir en croûte ».

Enfin la finition (corroyage et finissage proprement dit) donne au cuir son aspect et les propriétés spécifiques requises par son utilisation finale.

Il n'est pas inutile de détailler un peu les diverses opérations de transformation de la peau fournie par la biosynthèse, afin de se rendre compte de la perfection technologique à laquelle sont parvenus de façon empirique les artisans qui ont donné au cuir ses lettres de noblesse.

Le **travail de rivière** commence par le reverdissage des peaux salées ou séchées ; c'est simplement un brassage mécanique dans l'eau. Suit l'épilage qui permet d'éliminer la kératine de l'épiderme et les poils, puis on procède généralement à une légère hydrolyse du derme par trempage dans des solutions de chaux ou sulfure de sodium. Cette opération est appelée pelanage. Lors de l'écharnage, on gratte mécaniquement le tissu sous-cutané qui adhère encore au derme. Enfin, l'échaulage permet d'éliminer les résidus chimiques subsistant après le pelanage (on procède généralement à une neutralisation par trempage dans des bains d'acide formique ou acétique).

On obtient alors la peau en tripe, où l'on distingue déjà le côté chair du cuir (partie du derme précédemment au contact du tissu sous-cutané) du côté fleur (partie du derme au contact de l'épiderme).

Le **tannage** assure l'imputrescibilité des peaux en tripes. Le procédé le plus anciennement connu est le tannage végétal qui est toujours employé pour les cuirs de gros bovins destinés aux semelles et doublures de chaussures et à la maroquinerie.

Les tannins végétaux sont extraits de l'écorce de certains arbres (chêne, châtaignier, quebracho, etc.) et sont principalement constitués d'hétérosides polyphénoliques. On soumet les peaux à une simple macération, ce qui permet de fixer les fonctions aminées et acide pouvant encore réagir dans les peaux.

D'autres procédés de tannage sont très utilisés. Il s'agit du tannage au chrome (action d'une solution basique de sulfate chromique) qui est plus spécialement destiné aux peaux de chevreau, mouton, vache et vachette, et du tannage à l'alun, aux sels d'aluminium ou aux huiles (chamoisage) qui sont plus particulièrement utilisées en mégisserie (préparation de peaux pour l'industrie du gant et de l'habillement).

De plus en plus, l'emploi des tannins synthétiques se généralise, et on fait également appel aux propriétés tannantes de produits chimiques divers comme le formol, le sulfate de zirconium, la quinone, etc. Ces procédés permettent de raccourcir très sensiblement les temps de traitement et d'obtenir diverses propriétés telles que l'extrême souplesse.

Le **corroyage** et le **finissage** permettent enfin de donner au cuir ses propriétés et son aspect définitif. Tout un vocabulaire riche de traditions permet de décrire les différentes opérations de mise à dimension (refendage, dérayage), de séchage (mise au vent), de renforcement ou assouplissement (battage, cylindrage, palissonnage), et de décoration (teinture, nourriture, apprêtage, lissage, grainage, etc.), qui donnent le produit fini correspondant à la fantaisie de l'utilisateur, et qui n'a plus grand-chose à voir avec la peau brute du départ.

L'avenir du cuir peut paraître incertain. Les traitements traditionnels semblent avoir atteint un degré de perfection tel que l'évolution technologique de l'industrie des cuirs et peaux soit réduite à sa plus simple expression. D'autre part, la croissance démographique mondiale devrait faire croître la demande, au point que l'on peut se demander si l'élevage sera capable de combler les besoins (il semble toutefois que, plus un pays se développe, plus sa consommation de viande augmente). Enfin, les matériaux synthétiques ont fait d'énormes progrès, même si le cuir de synthèse directement issu de la pétrochimie n'est pas encore parfaitement au point.

Sans prétendre donner une réponse complète, on peut indiquer que le cuir traditionnel conserve une image de marque extrêmement forte associée à la notion de confort, ce qui devrait lui permettre de conserver sa place dans l'industrie de la chaussure et de l'ameublement, par exemple. D'autre part, les techniques modernes d'élevage permettent d'accroître la surface utilisable de peau par animal et la qualité de celle-ci. Enfin, la connaissance de plus en plus poussée de la structure du collagène et la maîtrise de plus en plus parfaite des polymères de synthèse devraient permettre de fabriquer un cuir reconstitué à partir des déchets de peaux animales.

L'avenir pourrait donc être grand ouvert au matériau composite à moitié synthétique (polyuréthane, P. V. C.) et à moitié d'origine biologique (fibrilles de collagène). Quelques essais ont d'ores et déjà été tentés et ont permis d'élaborer des produits satisfaisant à l'appellation de « synderme » (ou derme synthétique).

Le bois

Premier combustible utilisé, le bois fut de tout temps et demeure encore aujourd'hui le matériau de construction par excellence. Les habitations passées ou présentes y font largement appel, et il est plaisant de signaler que le béton est coulé dans des coffrages en bois dès qu'il s'agit de lui donner des formes complexes. C'est lui qui a permis de développer les transports terrestres et maritimes, et l'avion à ses débuts était en bois. Grâce au bois, dont on tire la plus grande partie du papier fabriqué dans le monde, les idées et courants de pensée ont pu s'échanger et se rencontrer. C'est également lui qui constitue notre mobilier, et s'il fallait du jour au lendemain lui trouver un matériau de remplacement, nous ne saurions que faire.

Cependant, les siècles et les siècles de tradition, du maître charpentier ou ébéniste à l'architecte et au bureau d'études moderne, n'ont pu épuiser toutes les possibilités d'emploi de ce matériau complexe, à la structure et aux propriétés encore imparfaitement connues et maîtrisées.

L'origine même du bois en fait une matière première indéfiniment renouvelable sur le même sol. Les progrès de la biologie végétale et les nouvelles méthodes de la sylviculture permettent d'en maîtriser dans une large

▼ *Le quartier des tanneurs à Fès (Maroc).*



F. Molinier - Pitch

mesure la production et les propriétés. Il faut d'ailleurs signaler qu'on est loin d'avoir tiré tout le parti des possibilités offertes par les quelque trente-huit millions de km² qui constituent la surface boisée du globe (soit environ 34 % des terres émergées).

Le bois est certainement le matériau le plus abondant dont nous disposons, et sans entrer dans le détail de l'économie forestière, on peut affirmer que, grâce à lui, lorsque les règles sont respectées, nous bénéficions d'énormes avantages « secondaires » de la forêt : reconstitution des sols épuisés par l'agriculture intensive et « chimique »; fixation des déserts, assainissement des zones marécageuses, régulation de l'hydrologie, du climat et de l'érosion; protection du biotope animal et végétal.

Bien plus, la forêt est en elle-même une entité biologique. Elle possède un équilibre propre et d'excellentes facultés d'adaptation. Il est ainsi possible de stocker sur pied la production surabondante à un moment donné, ou, au contraire, de donner un « coup de fouet » à un peuplement vieillissant grâce à des méthodes sylvicoles éprouvées. Il faut néanmoins insister sur le fait que le maintien de l'équilibre forestier est fort délicat et que la moindre erreur peut être fatale, qu'il s'agisse d'une surexploitation de type « minier » ou au contraire d'une sous-exploitation systématique (conservation des « jardins botaniques » et maintien à tout prix des peuplements vieillissants).

La situation actuelle est globalement satisfaisante, puisque, sur les trois milliards de m³ d'accroissement annuel estimés, dus à la seule biosynthèse, seuls 2 milliards de m³ sont sortis de la forêt après abattage. Cela est rassurant si l'on songe que le capital forestier mondial est estimé à environ 100 milliards de m³. Pourtant, il est vital de prévoir l'avenir à l'échelle d'une génération, et plus si possible, afin de ne pas puiser dans ce potentiel inappréciable. Même si l'on sourit en se rappelant que les chênes de Colbert plantés il y a trois siècles devaient servir à la Marine de Sa Majesté pour constituer les mâts de sa flotte de guerre en l'an de grâce 1950, le principe même de telles prévisions force l'admiration et le respect.

Formation

Botaniquement parlant, le bois s'identifie au *xylème* secondaire, c'est-à-dire à la partie des plantes ligneuses comprise entre la moelle et l'assise cambiale. C'est en fait le principal constituant du tronc et des branches des arbres, mais aussi de nombreuses plantes herbacées, auxquelles il sert de tissu de soutien.

Son exploitation industrielle est faite à partir des arbres, plantes constituées d'une tige unique, le tronc, très bien différenciée de l'appareil nutritif (les racines) et respiratoire (les feuilles), et qui, de plus, ne comporte que très peu de moelle et d'écorce. Toutefois, et plus particulièrement en ce qui concerne les besoins papetiers, on cherche de plus en plus à tirer le bois de plantes herbacées ou arbustives à croissance très rapide (canne de Provence, par exemple).

Deux grandes familles botaniques donnent les plantes arborescentes.

● *Les Gymnospermes* donnent les Conifères (pins, sapins, cyprès, etc.), les éphédras, les ginkgos, etc. Ces arbres ont en général des feuilles persistantes et donnent un bois relativement tendre (d'où leur nom anglo-saxon de « softwoods »).

● *Les Angiospermes* donnent tous les autres arbres. En fait, la plupart des arbres autres que les Conifères sont des Dicotylédones, c'est-à-dire des plantes à graine « double ». Seuls les palmiers et quelques isolés sont des Monocotylédones. Les Dicotylédones rassemblent tous les arbres à feuilles caduques (feuillus européens, acajous...), lesquels possèdent généralement un bois assez dur (d'où leur nom anglo-saxon de « hardwoods »).

En fait, ces quelques caractéristiques sont très imprécises, car il existe des feuillus à feuilles persistantes, des résineux à feuilles caduques (le mélèze, par exemple), et il est toujours possible de trouver un bois de sapin plus dur que le bois de certains chênes, en choisissant bien les conditions de croissance.

Seule l'étude anatomique permet en général de reconnaître sans doute possible l'essence dont est tiré un bois donné.


N. Cirani

▲ *Une scierie à Vancouver (Canada).*

Le bois se forme par un mécanisme d' « ossification » des parois des cellules végétales. Celles-ci sont des « tubes » disposés parallèlement à l'axe du tronc ou des branches et constituent des tissus très nettement différenciés selon leur fonction (conduction, soutien, etc.), la famille botanique et les caractères génétiques de l'espèce (voir *Anatomie végétale*, volume de *Biologie II*, pages 18 à 39). Ces particularités (forme des vaisseaux, ponctuations, etc.) sont d'ailleurs à la base de l'étude anatomique d'un bois.

On distingue généralement deux types de cellules dans l'arbre :

— Les cellules de type parenchymateux sont les réserves de stockage des éléments nutritifs, et restent vivantes plusieurs années après leur formation.

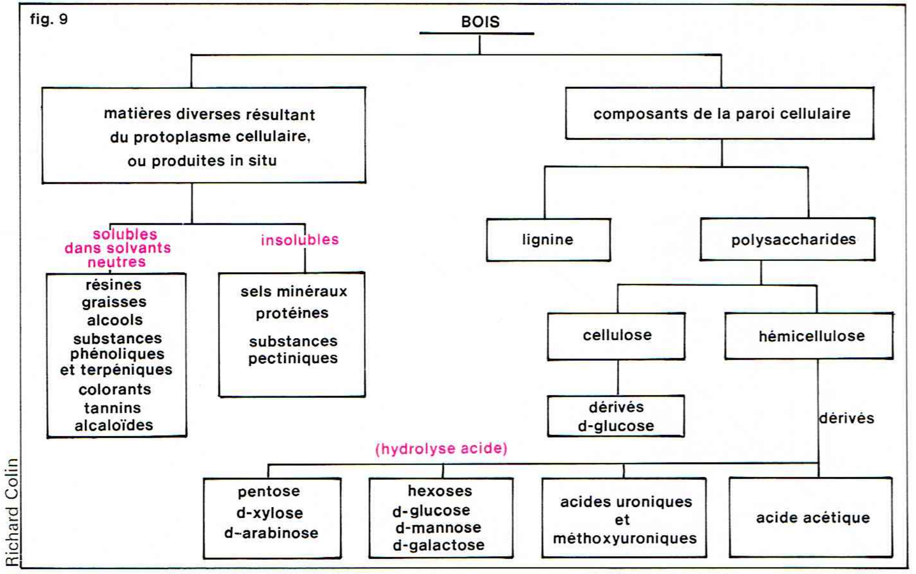
— Les cellules constituant les tissus de soutien et de conduction meurent après dégénérescence de leur protoplasme, dans l'année où elles ont été formées (on les qualifie parfois de cellules de type prosenchymateux).

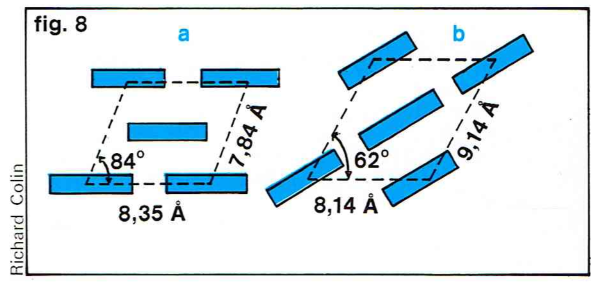
Les deux espèces de cellules peuvent coexister dans les rayons du bois de certains Conifères.

La production proprement dite du bois débute immédiatement après la croissance primaire, lorsque l'arbre commence à croître en diamètre et en hauteur. Très schématiquement, la coupe d'une jeune pousse permet de distinguer nettement l'assise génératrice, à partir de laquelle s'opèrent la division et la différenciation des cellules (*fig.* 6).

A partir de l'assise cambiale, la division cellulaire donne vers la périphérie les cellules du phloème secondaire, à partir desquelles se forme l'écorce (et le liège dans certaines essences). Vers l'intérieur, c'est une prolifération beaucoup plus rapide qui permet de former le xylème secondaire. En gros, pour une seule cellule de phloème formée, il se forme six à huit cellules de xylème. Cela explique le faible accroissement relatif de l'écorce.

Les cellules du cambium sont extrêmement fragiles. Elles sont à parois fines et gorgées d'eau. Leur activité de division est maximale au printemps dans les zones tempérées où elle décroît ensuite pour cesser presque totalement en hiver. Cela n'est pas le cas dans les pays tropicaux. Dans de nombreuses essences, la distinction entre bois de printemps et bois d'été est possible. En effet, outre la différence de couleur liée à une modification de la composition chimique, la structure chimique des





▲ *Ci-dessus, figure 9 : schéma de la composition chimique du bois. A droite, figure 7 : structure du poly-β-D-1,4 glucopyrannose. Figure 8 : schéma du passage du réseau de la cellulose I* (a) *à celui de la cellulose II* (b).

cellules peut varier considérablement, ce qui permet de distinguer les cernes d'accroissement. Le rapport du bois d'été au bois total est appelé texture du bois. Il existe toutefois des bois homogènes tels que le hêtre pour lesquels la distinction entre bois d'été et bois de printemps est pratiquement impossible (les autres, tels le chêne et les résineux, sont dits « hétérogènes »).

Les cellules produites par le cambium sont tout d'abord non différenciées. Dans le xylème secondaire, elles évoluent très rapidement en s'épaississant par formation d'une membrane cellulosique à l'intérieur de la paroi cellulaire, qui elle-même dégénère et donne la lignine.

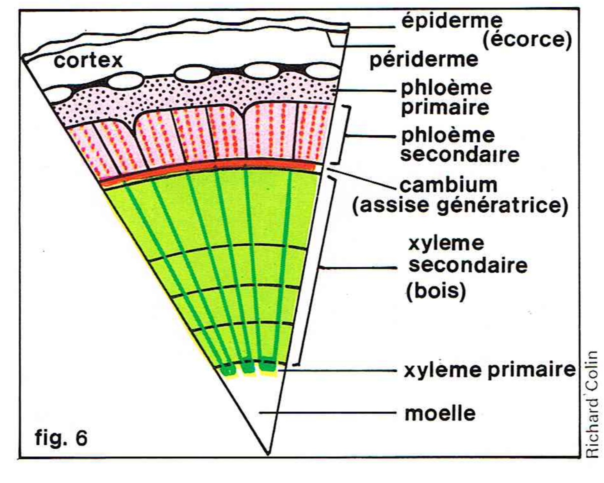
A maturité, la cellule initiale a donc deux parties bien distinctes : une zone interne, constituée essentiellement de cellulose et d'hémicelluloses, est entourée d'une ceinture ligneuse, qui sert d'ailleurs de « ciment » intercellulaire. Ensuite, la cellule meurt, son protoplasme s'évaporant ou étant absorbé.

Le bois ainsi formé est appelé « bois primaire ». Il constitue l'aubier des gros arbres, et continue à évoluer au cours du temps pour donner le « bois parfait », ou duramen, situé au centre de l'arbre (bois de cœur), et pratiquement imputrescible. Nous passerons sous silence l'évolution des cellules du phloème qui suivent un processus parallèle pour donner l'écorce, véritable « peau » du bois.

Composition chimique

On peut, en simplifiant à l'extrême, considérer le matériau bois comme un composite fibreux dont la matrice est la lignine, substance polyphénolique dont les fibres de renfort sont essentiellement constituées de cellulose.

La cellulose est un polyholoside de formule brute $(C_6H_{10}O_5)_n$ où n est de l'ordre de 10 000, ce qui correspond à une masse moléculaire de 1 500 000 à 2 000 000. Il s'agit en fait d'un polymère dont la macromolécule est



▶ *Figure 6 : coupe d'une jeune pousse de bois.*

formée par la répétition du motif β-cellobiose : le poly-β-D-1,4 glucopyrannose (*fig.* 7).

Toutefois, la molécule peut comporter quelques motifs aberrants autres que le motif glucose, ce qui constitue autant de points faibles dont profite l'industrie papetière qui dégrade aisément les fibres du bois et obtient une cellulose « technique » de degré de polymérisation 600 environ.

La structure cristalline de la cellulose est à présent bien connue. La maille est monoclinique, et les chaînes sont disposées parallèlement à l'axe $\vec{b}$ dans le plan *ab* en nappes résultant de l'assemblage des macromolécules par ponts hydrogène. Selon les cas, l'orientation des domaines cristallins est extrêmement forte (cellulose de ramie), la diffraction des rayons X donne alors un cliché de fibre caractéristique, ou bien, au contraire, aucune orientation préférentielle n'est décelable (linters de coton, algues).

Toutes les celluloses obtenues par biosynthèse (arbres, algues, fibres végétales, etc.) ont la même maille cristalline, celle de la cellulose I décrite ci-dessus. Il existe d'autres structures de la cellulose, obtenues par traitements chimiques de la cellulose I suivis d'une « régénération » (mercerisation par exemple). La maille cristalline est légèrement différente, comme le montre le schéma de la maille de la cellulose II (*fig.* 8).

Il existe également une cellulose III dont la maille, toujours monoclinique, a des paramètres sensiblement différents, ainsi que d'autres variétés dont les structures sont encore assez mal établies (on admet généralement $a = 7{,}87$ Å, $b = 10{,}3$ Å, $c = 10{,}13$ Å et $\beta = 58°$ pour la cellulose III).

Dans le bois, toute la cellulose n'est pas cristalline, et il est probable que l' « ossification » de la paroi cellulaire correspond à une lente cristallisation au cours du temps.

Les autres composants du bois sont moins connus, et sa composition chimique est extrêmement complexe. La *figure* 9 en donne un schéma.

Grossièrement, on peut considérer que 50 % du bois sont constitués par la cellulose, 15 à 30 % par la lignine (souvent plus abondante dans les résineux), et 10 à 30 % par les hémicelluloses, polyhétérosides assez mal connus, dont le rôle biologique n'est pas définitivement établi. Enfin, la présence de substances benzéniques et d'alcaloïdes peut limiter l'emploi de certaines essences (makoré, bété, etc.) dont le bois est à l'origine de maladies professionnelles graves (eczéma, allergies).

Propriétés physiques

Les propriétés physiques du bois font de ce matériau un véritable « don de la nature ». Il faut signaler en préambule que ces propriétés sont extrêmement variables d'une essence à l'autre et même dans une essence donnée. Cela s'explique par la grande complexité de structure que nous n'avons fait qu'esquisser, la présence

de défauts (bois de réaction, blessures du cambium, attaques parasitaires, etc.) et l'influence des conditions de croissance (nature du sol, du climat, traitement sylvicole en futaie ou taillis sans futaie, etc.).

En toute généralité, quelques idées-forces peuvent être dégagées.

● **Anisotropie :** cette propriété est à la fois un avantage et un inconvénient. Elle est due à la nature fibreuse du tissu ligneux.

● **Hétérogénéité :** c'est de loin l'inconvénient majeur du bois dans les emplois pour lesquels sont exigées de bonnes propriétés mécaniques. Elle est due soit à la structure propre des tissus (présence de rayons, vaisseaux, poches de résine...), soit à des causes externes (défauts, blessures...).

● **Porosité :** cette propriété fait du bois l'un des meilleurs isolants phoniques et acoustiques, mais rend également son séchage délicat.

● **Variabilité :** elle est due à l'origine biologique du bois. L'arbre fraîchement abattu ne « meurt » pas instantanément, et les tissus continuent à évoluer. De plus, les contraintes internes, accumulées au cours de la croissance, qui ont permis aux géants comme aux plus petits de vaincre la pesanteur, se relaxent, soit instantanément (cas du hêtre), soit au cours du temps, et se combinent avec le « travail » du bois sec lors des diverses reprises d'humidité. C'est, avec l'hétérogénéité, la source de bien des déboires de plus d'un charpentier, ébéniste ou menuisier amateur.

● **Densité** (*tableau* I) : c'est grâce à un excellent compromis densité-résistance que le bois trouve de nombreuses applications pour lesquelles il est quasi irremplaçable. Sa légèreté en fait le matériau de choix pour les structures de grande portée (charpentes traditionnelles et lamellées-collées) et son exceptionnelle résistance est à la base du développement de l'aéronautique, même si cette application est aujourd'hui marginale (aviation de tourisme, vol à voile). A titre d'exemple, on peut signaler que la canne de l'aveugle ou du vieillard, si elle était construite avec le meilleur acier, n'aurait pas, à poids égal, les caractéristiques de solidité et de « sécurité » de la canne en bois.

● **Combustibilité :** le bois est un matériau combustible qui possède un excellent pouvoir chauffant. Cela constitue *a priori* un handicap de taille dans son utilisation comme matériau de construction, et les incendies « historiques » de Londres et de Moscou, pour ne citer que les plus fameux, sont là pour le prouver. Toutefois, la résistance d'une structure en bois à l'incendie est très nettement supérieure à celle des bâtiments en treillis métallique ou en béton armé, par exemple. En effet, s'il brûle, le bois ne se dilate que très peu, n'a donc pas tendance à « écarter les murs », et il conserve très longtemps ses propriétés mécaniques. Ainsi, les pompiers savent d'expérience qu'il leur est très dangereux d'intervenir sous une charpente métallique qui peut s'écrouler à tout moment, tandis que leur marge de manœuvre est beaucoup plus large sous une charpente traditionnelle en bois.

Ce très rapide survol des propriétés physiques du bois montre combien il est difficile de maîtriser ce matériau ; c'est grâce à l'ingéniosité et aux efforts de générations de bûcherons, scieurs de longs, maîtres charpentiers, ébénistes, charrons, etc., que le bois a acquis ses lettres de noblesse.

Et pourtant, à partir de ces traditions ancestrales, fondées sur des technologies complexes mais empiriques, on peut penser que l'apport des techniques nouvelles les plus avancées laisse au bois des perspectives de développement exceptionnel. Ces dernières décennies ont d'ailleurs vu cette évolution se confirmer, avec un passage progressif du bois massif, qui devrait rester le matériau traditionnel des métiers d'art (sculpture, ébénisterie traditionnelle, etc.), aux matériaux ligneux reconstitués, produits nettement plus industriels, aux caractéristiques mieux définies.

Toutefois, ce ne sont là que les premiers pas de développements qui devraient croître de façon gigantesque, à mesure que la structure des tissus ligneux et la physique du solide du matériau bois seront mieux connues. Aussi paradoxal que cela paraisse, c'est probablement grâce aux progrès de la biologie végétale, de la mécanique des composites, de la physique et chimie des macromolécules, que l'on parviendra à rendre les matériaux industriels tirés du bois beaucoup plus performants que les actuels contre-plaqués, lattés et panneaux reconstitués.

Tableau I
Densité de différentes essences de bois

Résineux	Densité	Feuillus	Densité
Western red cedar	0,30	Peuplier	0,35
Spruce	0,35	Orme	0,46
Épicéa de Sitka	0,37	Chêne mou	0,5-0,6
Cyprès	0,42	Noyer	0,51
Eastern red cedar	0,43	Chêne dur	0,6-0,3
Douglas	0,45	Hêtre	0,62
Pin laricio	0,48	Hickory	0,64
		Doucier	0,80

Le bois le plus léger semble être celui d'un genre de sureau *(Aeschynomena hispida)* avec une densité de 0,071, et le plus lourd est le « bois de fer » *(Krugiodendron ferreum)*, avec une densité de 1,42, qui croît au Honduras britannique.

▲ ***Tableau I : densité de différentes essences de bois.***

Parmi les solutions susceptibles d'être trouvées, la confection de composites bois-polymères synthétiques est déjà une réalité. Les exemples les mieux connus sont le bois lamellé-collé et les panneaux de fibres et particules. Le liant est généralement une résine synthétique du type urée-formol, mélanine phénol-formol ou résorcine-formol, utilisée comme colle, et qui, en fait, joue un peu un rôle de matrice chargée avec des produits ligneux. Il est ainsi possible d'améliorer très nettement certaines propriétés physiques du bois massif (notamment l'absorption phonique).

Toutefois, les propriétés mécaniques de ces matériaux, considérées en tant que telles, sont relativement médiocres comparées à celles du bois (surtout en ce qui concerne les panneaux reconstitués).

L'amélioration des propriétés liées à l'hygroscopicité est possible soit par imprégnation du bois massif, soit par isolation de celui-ci avec une résine synthétique (cas du lamellé-collé) ou par contre-collage (panneau latté ou contre-plaqué, contrariant les fibres afin de compenser les retraits). Il est ainsi possible de supprimer l'influence du débit des planches de bois massif, dont le comportement au séchage dépend du lieu de prélèvement dans le tronc (voir *fig.* 10).

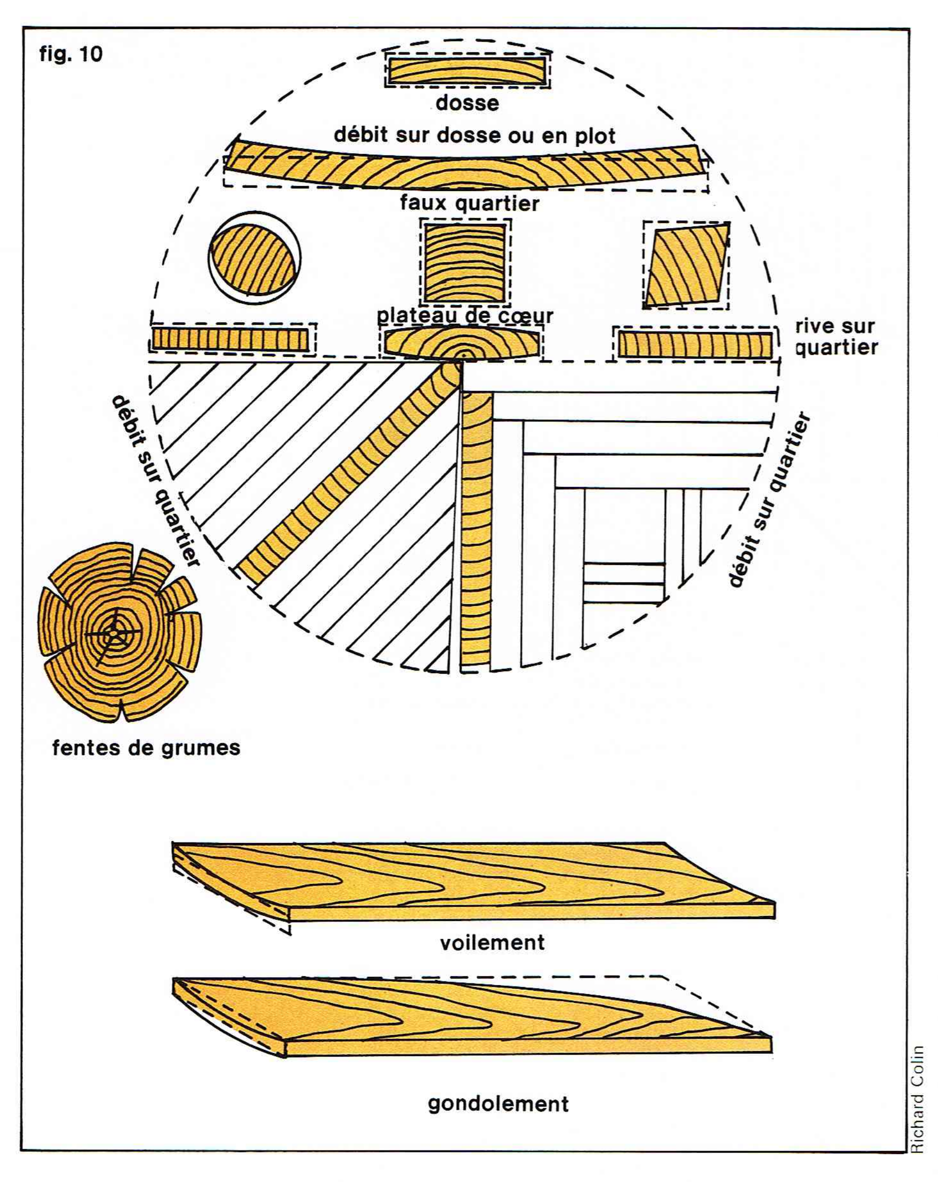
En ce qui concerne l'**eau dans le bois,** notons que c'est la biosynthèse qui impose une grande quantité d'eau dans l'arbre vivant, car les tissus ligneux sont élaborés uniquement à partir des matières en solution tirées du sol. On distingue principalement :

— *L'eau de constitution*, qui est liée chimiquement aux molécules de cellulose essentiellement, et qui ne peut être éliminée lors du séchage. Elle rentre dans le poids du « bois anhydre ».

— *L'eau de saturation* est l'eau qui est absorbée par la cellulose et qui gonfle les tissus. C'est elle qui est responsable du « travail » du bois (retrait, fissuration, voilement) lors des variations de température et d'humidité de l'air (variations saisonnières ou liées au chauffage des habitations).

— *L'eau libre* est l'eau qui circule dans les tissus. C'est le principal constituant de la sève. Cette eau est totalement éliminée par séchage à l'air libre.

La localisation de l'eau dans l'arbre vivant est variable au cours de l'année (« montée » de la sève au printemps). Elle constitue 25 à 80 % de son poids total, et les techniques de séchage artificiel doivent être employées avec une extrême prudence pour éviter de détériorer les planches sciées (gerces, « collapses », etc.).



▲ *Figure 10 : retrait et déformations du bois au séchage (d'après Collardet).*

▼ *Tableau II : perspectives d'avenir du bois.*

Le retrait axial est extrêmement faible (0,1 % environ). Le retrait tangentiel est deux à trois fois plus élevé que le retrait radial, et les variations sont extrêmement importantes selon l'humidité du bois.

Mentionnons que le bois imprégné (procédés Bethell, Ruping, Baucherie) est utilisé en génie civil (ponts et passerelles aux États-Unis, poteaux téléphoniques, etc.), en agriculture (étables, abreuvoirs) et en électricité, sous une forme, il est vrai, un peu particulière (bois bakélisé). Généralement, les agents d'imprégnation sont mélangés à des antifongiques, insecticides et produits ignifuges pour accroître la qualité des bois traités.

Tableau II
Perspectives d'avenir du bois

Propriétés caractéristiques	Évolution prévisible
Renouvellement indéfini, faible coût d'exploitation	Systématisation de l'exploitation et mise en valeur du capital forestier grâce à des techniques sylvicoles de plus en plus performantes
Légèreté, facilité d'usinage et d'assemblage, faible prix de revient pour une résistance à la flexion, à la traction et à la compression, bon comportement au feu	Industrialisation de matériaux ligneux composites à hautes performances (type lamellé-collé) et emplois de plus en plus nombreux dans le bâtiment, le génie civil, etc.
Composition chimique	Matière première pour l'industrie pharmaceutique et chimique

Propriétés mécaniques

L'utilisation du bois comme matériau de construction dépend essentiellement de ses propriétés mécaniques. Leur détermination est d'autant plus délicate que le bois est anisotrope et généralement pourvu de défauts. Cela explique que la « mécanique des matériaux ligneux » n'ait pas atteint l'efficacité de la mécanique des fluides, par exemple. Bien souvent, l'architecte doit procéder à une simulation sur maquette pour tester la résistance de sa charpente, en appliquant ensuite un coefficient de sécurité confortable pour réaliser l'édifice en vraie grandeur.

Il faut par ailleurs signaler que toutes les « constantes » d'élasticité dépendent fortement de la densité, de la texture, de l'humidité et des défauts du bois, et l'on doit le plus souvent se contenter d'appliquer quelques règles semi-empiriques qui se sont dégagées au cours de nombreux siècles d'utilisation.

Si l'on exprime toutes les grandeurs mécaniques en kg/cm^2, on peut approximativement considérer que, pour un bois à 12 % d'humidité : la *résistance en compression axiale* est égale à 700 à 800 fois la densité ; la *résistance en compression transversale* vaut 300 fois le carré de la densité ; la *résistance en traction axiale* est égale à 1 500 à 2 000 fois la densité ; la *résistance en traction transversale* vaut 60 fois le carré de la densité.

La *résistance à la flexion* semble être une caractéristique spécifique de l'essence ainsi que la *résistance au cisaillement* (feudage).

Frêne et hickory ont ainsi une exceptionnelle résistance à la flexion (âme des skis, manches d'outils), et le chêne et le châtaignier se fendent remarquablement (confection de merrains pour tonnellerie).

Généralement, les résineux sont d'autant plus résistants qu'ils ont crû plus lentement (sapin du Nord), et les feuillus hétérogènes sont au contraire plus solides lorsqu'ils possèdent des accroissements larges (chêne de charpente : larges cernes ; chêne d'ébénisterie : faibles accroissements).

En fait, le comportement rhéologique du bois est très mal connu, et les propriétés ultimes remarquables de ce matériau devraient pouvoir être à terme beaucoup plus prévisibles.

Schématiquement, le bois est un solide hautement visco-élastique, anisotrope, fibreux et hétérogène, ce qui rend toute étude rhéologique systématique très délicate. Il est ainsi pratiquement impossible d'arriver à obtenir une sollicitation en traction simple sans flexion et cisaillement parasites qui faussent toute mesure.

Un travail gigantesque reste à entreprendre, d'une part pour effectuer la « simple » détermination des constantes d'élasticité de nombreuses essences, et surtout pour déterminer leur variation avec la température et l'humidité.

La loi de comportement du matériau ligneux reste un magnifique sujet d'étude.

Ce sera d'ailleurs notre conclusion, après ce bref survol des caractéristiques des matériaux d'origine biologique, que de dire qu'après des siècles et des siècles d'utilisation, ces matériaux sont beaucoup plus « neufs » qu'il n'y paraît.

L'avenir pourrait bien nous gratifier de quelque matériau aux propriétés surprenantes lorsqu'on s'intéressera de plus près aux poutres séculaires, aux tissus de toujours et aux cuirasses des anciens, avec les yeux de la physique moderne (*tableau* II).

BIBLIOGRAPHIE

CAMPREDON, J. *Le Bois,* collection «Que sais-je ?», P. U. F., Paris, 1963. - CHAMPETIER et al., *Chimie macromoléculaire,* Hermann, Paris, 1970. - HOLZ, *Westermann Tabellen,* G. Westermann Verlag, Braunschweig, 1969. - *Encyclopedy of Polymer Science & Technology,* Interscience, 1971.

MATÉRIAUX AMORPHES ET POLYGRANULAIRES : ISOLANTS - CONDUCTEURS

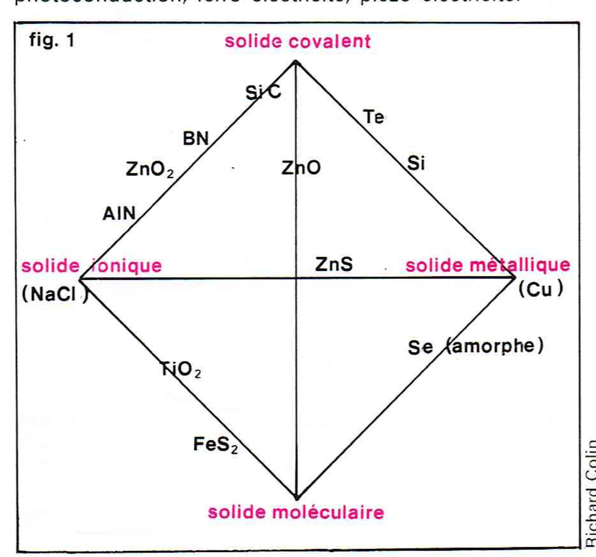
Les matériaux amorphes et polygranulaires sont une classe de matériaux représentés par les céramiques et les verres, et récemment étudiés en vue d'applications nouvelles pour leurs propriétés électriques. Longtemps utilisés comme éléments passifs (revêtements de fours ou récipients), ils sont actuellement recherchés comme éléments actifs, par exemple, pour leurs propriétés ioniques ou diélectriques.

L'étude de ces matériaux complexes a bénéficié, d'une part des progrès de la physique du solide et des techniques de caractérisation des matériaux et, d'autre part, de la demande de plus en plus pressante de matériaux à performances nouvelles. Les propriétés électriques de ces matériaux ne sont pas simples et elles doivent être examinées et discutées. La mesure de ces mêmes propriétés est très délicate et est source de nombreuses erreurs dues à des effets parasites qui masquent trop souvent les propriétés réelles du matériau. Les applications concernent les problèmes de l'énergie, la réalisation des hautes températures et quelques utilisations dans le domaine de l'électricité et de l'électronique.

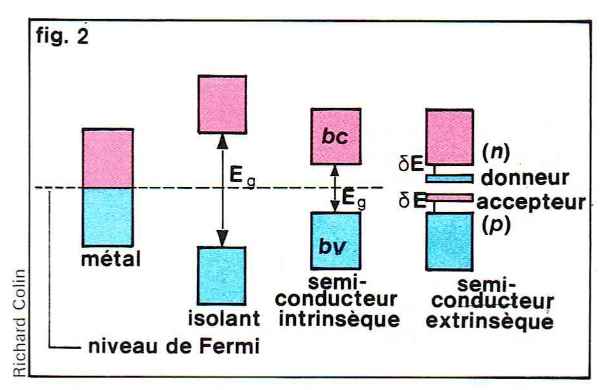
Propriétés électriques des matériaux

La classification des solides ainsi que leurs propriétés reposent sur les forces de liaison qui maintiennent entre eux les atomes dont les solides sont formés. Les propriétés électriques dépendent de ces forces. La liaison métallique est due à la mise en commun de l'ensemble des électrons de valence constitutifs du solide : ces électrons sont libres ; les métaux ont une très bonne conductivité de type électronique. La liaison ionique est due à l'attraction électrostatique d'ions de signes opposés avec transfert d'électrons. Ce sont les ions qui assurent la conduction par l'intermédiaire des défauts cristallins. Les cristaux ioniques ont une conductivité faible de nature ionique. La liaison covalente est la mise en commun, entre deux atomes semblables, de leurs électrons externes. A l'état pur, ces composés présentent une faible conductivité mais l'introduction d'impuretés modifie profondément leurs caractéristiques électriques. Enfin, l'attraction entre molécules conduit à la liaison moléculaire dont la nature électrique fait intervenir les notions de « polarité » et de polarisabilité. La plupart des solides présentent un de ces types de liaisons, mais certains sont mixtes et la *figure* 1 indique les zones frontières.

Ce chapitre n'expose que des phénomènes liés à la conduction électrique des matériaux. Il distingue les propriétés en champs faibles dans le régime linéaire des propriétés en champs forts. Il néglige volontairement les phénomènes de couplage des propriétés électriques avec d'autres propriétés physiques des matériaux : électroluminescence, lasers semi-conducteurs, photo-émission, photoconduction, ferro-électricité, piézo-électricité.



◄ *Figure 1 : classification des solides en fonction de leurs liaisons ; mise en évidence de liaisons mixtes.*



◄ *Figure 2 : schéma des structures de bandes dans les solides.*

Phénomène de conduction électrique

On définit la densité de courant électrique j comme la charge transportée par unité de surface et de temps (il s'agit de grandeurs vectorielles mais nous emploierons une notation non vectorielle, souvent plus simple pour le lecteur). Si le nombre de particules par unité de volume est n, leur vitesse v, leur charge ze avec z la valence et e la charge électrique, la densité de courant pour la i-ième particule est : $j_i = n_i z_i e v_i$; la conductivité électrique est : $\sigma = j_i/\mathrm{E}$; E est le champ électrique appliqué.

La vitesse est directement proportionnelle au champ. On définit la mobilité comme la vitesse par unité de champ : $\mu_i = v_i/\mathrm{E}$. Ainsi, la conductivité d'une particule est : $\sigma_i = n_i z_i e \mu_i$.

Dans un matériau contenant plusieurs sortes de particules chargées (électrons ou ions), on a : $\sigma = \sum_i n_i z_i e \mu_i$.

On définit le nombre de transport t comme égal à σ_i/σ. Il donne la contribution d'un type de porteurs à la conduction totale. Ainsi, la conductivité électrique dépend de la concentration des porteurs et de leur mobilité.

Électrons et ions sont les deux types essentiels de porteurs.

Conduction électronique

Porteurs électroniques. Ils peuvent être décrits en termes de structure de bande d'énergie (*fig.* 2). Dans le vide, un électron a un spectre d'énergie continu. Sur un atome isolé, il a un état énergétique défini par 4 nombres quantiques n, l, m, s, et un électron ne peut occuper qu'un état énergétique donné dans un système quelconque (principe d'exclusion de Pauli). Les électrons sont ainsi répartis sur des niveaux successifs correspondant chacun à une valeur de n. Ces niveaux comprennent plusieurs couches ou sous-couches suivant les valeurs de l, m, s.

Lorsque la matière est condensée, les interactions entre les corpuscules deviennent très puissantes, et il est impossible de continuer à parler d'atomes isolés. Les électrons de chaque atome s'intègrent dans un système électronique unique couvrant le volume de matière considéré. Chacun des niveaux des atomes supposés isolés s'intègre dans une « bande d'énergie » ou zone comprenant autant de niveaux qu'il y a de mailles atomiques élémentaires dans le volume.

Certains électrons sont liés à un noyau atomique, d'autres peuvent atteindre un état d'énergie supérieure, sous l'action d'un champ électrique, de la chaleur et du rayonnement ; ils sont alors libres de circuler dans le réseau atomique qui constitue le solide.

Le taux d'occupation d'un niveau d'énergie ε donné est représenté en fonction de la température T par la fonction de distribution de Fermi-Dirac.

$$f(\varepsilon) = \frac{1}{1 + e \exp\left(\frac{\varepsilon - \varepsilon_F}{kT}\right)}$$

ε_F est l'énergie de Fermi : c'est l'énergie maximale du dernier niveau occupé à — 273 °C (0 °K).

Les métaux sont caractérisés par une bande partiellement remplie ou par une bande pleine qui chevauche une bande vide. Les électrons sont libres de se mouvoir, et les métaux sont de bons conducteurs. Le déplacement des électrons n'est contrarié que par les impuretés et l'agitation thermique des ions : ces deux facteurs sont à l'origine de la résistance électrique. Ainsi, les traces d'impuretés

Tableau I
Valeur de l'énergie E_g de divers semi-conducteurs intrinsèques

Semi-conducteurs	E_g (en eV)	Semi-conducteurs	E_g (en eV)
$BaTiO_3$	2,5-3,2	TiO_2	3,05-3,8
C (diamant)	5,2-5,6	CaF_2	12
Si	1,1	BN	4,8
— SiC	2,8-3	CdO	2,1
PbS	0,35	LiF	12
PbSe	0,27-0,5	Ga_2O_3	4,6
PbTe	0,25-0,30	CoO	4
Cu_2O	2,1	GaP	2,25
Fe_2O_3	3,1	Cu_2O	2,1
AgI	2,8	CdS	2,42
KCl	7	GaAs	1,4
MgO	> 7,8	ZnSe	2,6
Al_2O_3	> 8	CdTe	1,45

▲ *Tableau I : valeurs de l'énergie E_g de divers semi-conducteurs intrinsèques.*
▼ *Tableau II : mobilité des électrons et des trous pour divers matériaux.*

diminuent la conductivité, et les alliages métalliques sont moins conducteurs que les métaux purs.

Les semi-conducteurs sont des solides où la dernière bande pleine (bande de valence) est séparée de la bande suivante qui est vide (bande de conduction). Le niveau de Fermi se trouve exactement entre les deux bandes. La conduction apparaît si un électron de la bande de valence acquiert une énergie suffisante E_g pour atteindre la bande de conduction et s'y déplacer. Dans ce cas, le trou qu'il laisse joue le rôle de charge positive p, qui participe également à la conduction dans la bande de valence. La conductivité s'exprime par $\sigma = |e|\ (n_e\mu_e + n_h\mu_h)$, avec n_e ou n_h densité des électrons e ou des trous p ; μ_e ou μ_h : mobilité des électrons ou des trous. Ce type de conducteur s'appelle le *semi-conducteur intrinsèque ;* la concentration des électrons n_e et n_h est donnée par :

$$\text{état fondamental} = e + p \qquad K_i = [e]\ [h]$$

$$\text{comme } [e] = [h] \text{ on a } [e] = K_0 \exp\left(-\frac{E_g}{2\,kT}\right)$$

avec K_0 = constante ; k = constante de Boltzmann ; T = température absolue ; [.] = concentration.

L'isolant est un semi-conducteur possédant une large bande interdite, c'est-à-dire une valeur élevée de E_g. Pour les semi-conducteurs réfractaires tels que le carbure de silicium ou le nitrate d'aluminium, E_g est de l'ordre de 2 à 4 eV, tandis que, pour des isolants tels que la magnésie ou l'alumine, E_g est supérieur à 8 eV (*tableau* I).

Qu'il s'agisse de semi-conducteurs ou d'isolants, ces solides ont leurs propriétés très influencées par la présence des impuretés. Celles-ci font apparaître des niveaux intermédiaires qui peuvent soit accepter des électrons de la bande de valence (semi-conducteur p), soit faire passer des électrons dans la bande de conduction (semi-conducteur n). Alors, les énergies mises en jeu sont très inférieures à l'énergie E_g. Aussi, ce type de conduction, dite *extrinsèque*, apparaît-il à des températures inférieures à la conduction intrinsèque. Il est à l'origine de l'apparition d'une conduction notable dans les isolants portés à haute température (T > 1 500 °C). Les impuretés peuvent être de nature physique ou chimique. Parmi les imperfections physiques, citons : les lacunes, les atomes interstitiels, les dislocations, les joints de grain et les états de surface. Les imperfections chimiques sont, essentiellement, la présence d'atomes étrangers.

Étant donné l'importance du rôle joué par les défauts, et dans la valeur de la conduction électrique, et dans le type des porteurs de charges responsables de la conduction, il semble intéressant de rappeler ici le principe de l'analyse des défauts dans un matériau tel qu'un oxyde MO. Le réseau MO peut être représenté par une succession d'ions positifs M^{2+} et négatifs O^{2-} formant un édifice électriquement neutre. L'élévation de la température permet à certains ions d'acquérir une énergie suffisante pour occuper un site interstitiel (défaut de Frenkel) ou pour quitter le réseau (défaut de Schottky). Ces défauts peuvent être considérés comme des ions dans le solide, et en équilibre thermodynamique. On suppose MO en équilibre avec ses espèces vapeurs M et O_2 et ne contenant que des défauts de Schottky.

La formation d'une lacune d'oxygène $\square_O$ s'écrit :

$$MO \rightarrow M_M + O_O \rightarrow M_M + \underset{\substack{\downarrow \\ \text{apparition d'un porteur ionique}}}{\square_O} + \underset{\substack{\downarrow \\ \text{apparition de 2 porteurs électroniques}}}{2\,e} + 1/2\ O_2$$

Il existe une relation simple qui relie la concentration des défauts à la pression d'oxygène : $[\square_O]\ [e]^2 = Kp_{O_2}^{-1/2}$.

L'introduction d'une impureté ayant un cation de valence différente, tel Li_2O, s'écrit : $Li_2O \rightarrow 2\ Li_M + O_O + \square_O$ Li_2O prend la place de 2 MO.

Ainsi, par le jeu des défauts ou des impuretés, on pourra, dans un matériau, modifier la contribution ionique ou électronique de la conductivité électrique. Cela est très important pour les applications.

Mobilité électronique. Si l'on désigne par τ le temps de libre parcours moyen entre deux collisions des électrons, la mobilité est donnée par : $\mu = e\tau/m^*$. m^* est la masse de l'électron qui tient compte du potentiel cristallin. Quand la température croît, l'agitation thermique fait apparaître une énergie proportionnelle à la température, et la mobilité décroît.

Dans le cas des matériaux suffisamment polaires, on a à faire à des électrons localisés sur un ion, et leur déplacement est lié à leur probabilité de saut. Dans ce cas, la mobilité est faible mais augmente avec la température. Le *tableau* II donne des exemples de la mobilité des électrons et des trous pour divers matériaux.

Tableau II
Mobilité des porteurs (électrons et trous) pour divers matériaux à la température ordinaire

Matériaux	Mobilité (en $cm^2/V{\cdot}s$)		Matériaux	Mobilité (en $cm^2/V{\cdot}s$)	
	électrons	trous		électrons	trous
Diamant	1 800	1 200	PbS	600	200
Si	1 600	400	PbSe	900	700
Ge	3 800	1 800	PbTe	1 700	930
InSb	10^5	1 700	AgCl	50	
InAs	23 000	200	KBr (100 °K)	100	
InP	3 400	650	CdTe	600	
GaP	150	120	GaAs	8 000	3 000
AlN		10	SnO_2	160	
FeO			$SrTiO_3$	6	
MnO			Fe_2O_3	0,1	
CoO		≃ 0,1	TiO_2	0,2	
NiO			Fe_3O_4	—	0,1
GaSb	2 500-4 000	650	$CoFe_2O_4$	10^{-4}	10^{-8}

Conduction ionique

Quand deux éléments, un électropositif comme le sodium et l'autre électronégatif comme le chlore, le brome ou l'iode, se combinent, les électrons sont transférés des atomes électropositifs aux atomes de type électronégatif.

Porteurs de charge. Dans un matériau, l'amplitude des vibrations thermiques des ions constituant le cristal augmente avec la température : cela conduit au départ de certains atomes de leur site normal. Il existe ainsi un certain nombre de sites vacants : les uns forment les défauts de Frenkel, les autres les défauts de Schottky. Ces défauts sont en équilibre thermique, et grâce à ces sites vacants les ions peuvent se mouvoir d'un site à l'autre. La concentration des défauts n dans un matériau à N sites est donc : $\frac{n}{N} \simeq \exp\left(-\frac{\Delta H}{kT}\right)$; H est l'enthalpie de formation du défaut. Quelques exemples figurent dans le *tableau* III.

Mobilité des porteurs ioniques. En l'absence de champ électrique, les ions se déplacent de manière désordonnée. Quand un champ électrique est appliqué, les charges positives se meuvent dans une direction et les charges négatives dans l'autre.

Le processus élémentaire est le mouvement d'un ion sur une position voisine ayant exactement la même énergie ; pour ce faire, il faut qu'il saute une barrière d'énergie U. La probabilité de sauter la barrière est $\nu e^{-U/kT}$ par seconde, où ν est la fréquence de vibration de l'atome. Quand un champ électrique E est appliqué, la barrière de potentiel est modifiée selon le sens du champ de $\pm$ 1/2 Ea (a est la distance entre deux positions adjacentes).

La probabilité par unité de temps qu'une charge se meuve dans une direction donnée est : $\nu e^{-(U - \frac{1}{2}Eea)/kT}$ et dans la direction opposée : $\nu e^{-(U + \frac{1}{2}Eea)/kT}$

La vitesse moyenne $\bar{u}$ est :

$$\bar{u} = a\nu \{e^{-(U - \frac{1}{2}Eea)/kT} - e^{-(U + \frac{1}{2}Eea)/kT}\}$$

Avec des valeurs raisonnables pour le champ, E$ea \ll kT$, on obtient :

$$\bar{u} = \frac{Eea^2}{kT} \nu e^{-U/kT}$$

La mobilité μ est alors :

$$\mu = \frac{ea^2}{kT} \nu e^{-U/kT}$$

La relation de Nernst-Einstein relie cette mobilité au coefficient de diffusion D : $D/\mu = kT/e$. La *figure* 3 compare les matériaux entre eux du point de vue de la résistivité.

Autres caractéristiques électriques

Nous allons exposer comment on peut les déterminer : le nombre de transports permet de séparer σ_e et σ_i ; l'effet Hall et le pouvoir thermo-électrique donnant le signe des porteurs de charges et parfois leurs mobilités ; l'émission thermo-électronique est une donnée sur la loi de variation de la concentration des électrons.

Nombre de transport

On définit le nombre de transport d'une espèce k par rapport aux autres espèces par l'expression :

$$t_k = \frac{n_k}{\sum_k n_k} = \frac{\sigma_k}{\sigma}$$

La connaissance du coefficient de diffusion D_i d'une espèce permet d'atteindre la contribution ionique σ_i de cette espèce à la conduction totale (relation de Nernst-Einstein).

On peut également étudier le transport d'une des espèces en insérant le matériau MX dans une pile du type p'_x/MX/p''_x ; p'_x et p''_x définissent deux pressions de l'espèce gazeuse x qui contrôle les défauts dans le matériau. Il apparait une force électromotrice E, et le nombre de transport ionique moyen t_i est alors : $t_i = E/E_0$, avec E_0 force électromotrice qui apparait lorsque le matériau est entièrement ionique. Elle satisfait à la loi de Nernst :

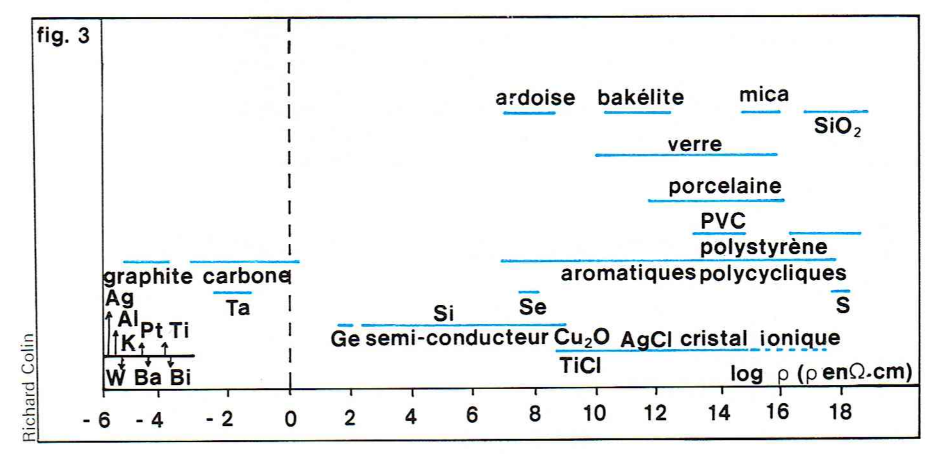
$$E_0 = \frac{RT}{zF} \ln \frac{p'_x}{p''_x}$$

(R = constante des gaz parfaits ; F = constante de Faraday ; z = valence de l'espèce x).

Tableau III
Énergie de formation de défauts pour quelques matériaux

Matériaux	Défauts	Énergie (en eV)
AgBr	$Ag_i + \square_{Ag}$	1,1
BeO	$\square_{Be} + \square_O$	6
MgO	$\square_{Mg} + \square_O$	6
NaCl	$\square_{Na} + \square_O$	2,3
LiF	$\square_{Li} + \square_F$	2,6
CaO	$\square_{Ca} + \square_O$	6
CaF_2	$\square_F + \square_{Fi}$	2,5
	$\square_{Ca} + \square_{Ca_i}$	7
	$\square_{Ca} + 2\square_F$	5,5
UO_2	$\square_O + O_i$	3
	$\square_U + U_i$	9,5
	$\square + 2\square_O$	6,4

L'indice i indique un atome en position interstitielle.
$\square_O$ correspond à une absence d'atome d'oxygène sur un site normal d'oxygène.



▲ *En haut, tableau III : exemples d'énergies de formation de défauts. Ci-dessus, figure 3 : comparaison de la résistivité électrique de différents matériaux.*

Dans le cas des oxydes, les potentiels sont définis par la pression d'oxygène située de part et d'autre du matériau. Jusqu'à 1 200 °C, on utilise des équilibres du type Cu-Cu_2O, Ni-NiO, Fe-FeO. A température plus élevée, on a recours à des équilibres de gaz CO-CO_2, H_2-H_2O.

La représentation, dans le plan complexe, de l'admittance d'une cellule à deux électrodes identiques du type : (Me) p_x / MX/p_x (Me) comporte deux arcs de cercle caractéristiques de l'électrolyte. L'étude de l'évolution de ces cercles permet de décrire simplement le comportement de l'électrolyte solide étudié à l'aide de circuits électriques équivalents.

Le *tableau* IV indique le nombre de transport des anions (t^-) et des cations (t^+), et par trous ou électrons $t_{e,\,h}$ dans divers matériaux.

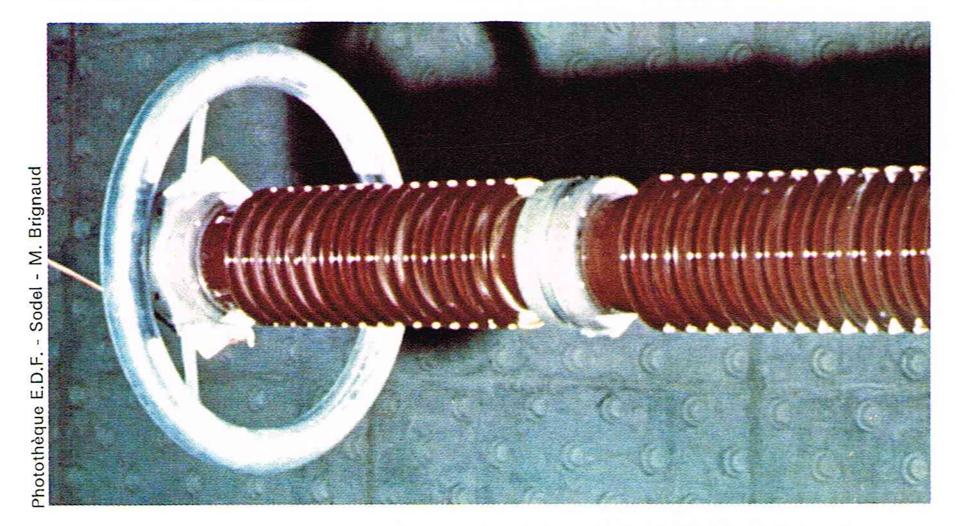
Mobilité électronique - Effet Hall

Si une plaque mince parcourue par un courant J est placée dans un champ magnétique H qui lui est normal, il apparait à travers l'échantillon une différence de potentiel E. R_H la constante de Hall est définie par : $R_H = 1/Nec$ (N, la concentration des porteurs ; c, la vitesse de la lumière).

Pour les métaux ou les semi-conducteurs classiques, on obtient : $R_H\sigma = -\mu/c$, et on peut calculer la mobilité

Tableau IV
Nombre de transport par les anions (t^-) et les cations (t^+) et par les trous ou les électrons $t_{e,h}$ dans divers matériaux

Matériaux	Température (en °C)	t^+	t^-	$t_{e,h}$
NaCl	400	1,00	0,00	
	600	0,95	0,00	
KCl	600	0,88	0,12	
AgCl	350	1,00	0,00	
BaF_2	500	0,00	1,00	
CuCl	20			1,00
ZrO_2-7 % CaO	1 500	0,00	1,00	
ZrO_2-18 % CeO_2	1 500		0,52	0,48
ZrO_2-70 % CeO_2-2 % Ta_2O_5	1 500		0,05	0,95



Photothèque E.D.F. - Sodel - M. Brignaud

▲ *En haut, tableau IV. Ci-dessus, un isolant électrique (Laboratoire de mesures des Renardières, E. D. F.).*

▼ *Figure 4 : méthodes de mesure de la conductivité électrique.*

électronique. Dans le cas d'un matériau complexe, la tension mesurée a un signe caractéristique du porteur de charges : par convention, la constante de Hall est positive pour les porteurs négatifs.

Pouvoir thermo-électrique - Effet Seebeck

Le signe de l'effet Seebeck (noté S_{AB}) est la mesure de la différence de potentiel V_{AB} qui apparaît sur un matériau placé dans un gradient de température entre les points A et B. Le traitement théorique de cet effet permet d'exprimer S_{AB} dans le cas des semi-conducteurs classiques en fonction du niveau de Fermi, de la largeur de la bande interdite et des mobilités des porteurs de charge. Pour les matériaux réfractaires, la signification de S_{AB} est souvent complexe, car on a un conducteur mixte où les porteurs électroniques et ioniques interfèrent dans la mesure de S_{AB}. La contribution de chacun des porteurs à l'effet Seebeck n'est pas symétrique. Conformément à l'approche théorique, le signe de l'effet Seebeck, mesuré en fonction de la pression d'oxygène, s'inverse au changement de conduction. Une jonction chaude électriquement positive indique un porteur de charges négatif et une jonction chaude négative indique un porteur positif.

Émission thermo-électronique

La mesure de la densité de courant J_S qui apparaît entre une anode et une cathode portée à haute température est : $J_S = A \exp(-\Phi/kT)$ [A, constante qui varie peu avec la température ; Φ, travail de sortie des électrons].

Dans le cas d'un semi-conducteur, $J_S = \beta n \exp(-\chi/kT)$ [n, concentration des électrons dans la bande de conduction ; χ affinité électronique reliée à Φ par l'expression : $\Phi = \chi + E - E_g$; E est l'énergie nécessaire aux électrons pour atteindre la bande de conduction].

La mesure de J_S donne donc une information sur les électrons présents dans le matériau et leur origine.

Effets non linéaires en champ fort

Il en existe deux types : les effets réversibles (effet tunnel) et les effets d'hystérésis (effet mémoire). A basse température, l'émission thermo-ionique devient négligeable, mais on peut observer une émission froide (effet tunnel), sous l'action d'un champ électrique suffisant, en particulier dans des configurations de pointe qui concentrent le champ pour un voltage donné ou dans des jonctions de deux conducteurs métalliques ou semi-conducteurs séparés par une région isolante très mince (< 100 Å).

En présence d'un champ électrique suffisant, il arrive que les porteurs d'un semi-conducteur s'accélèrent plus vite qu'ils ne peuvent céder d'énergie aux ions du réseau par chocs ; ils peuvent alors prendre une « température » différente et supérieure à celle des ions du réseau. Ce phénomène est susceptible de multiplier le nombre de porteurs en excitant les électrons ou trous positifs liés à des défauts, ou même en excitant des électrons à travers la bande interdite. Dans certains semi-conducteurs amorphes, des phénomènes de ce genre semblent produire un état métallique, par réarrangement de l'ordre local et des liaisons.

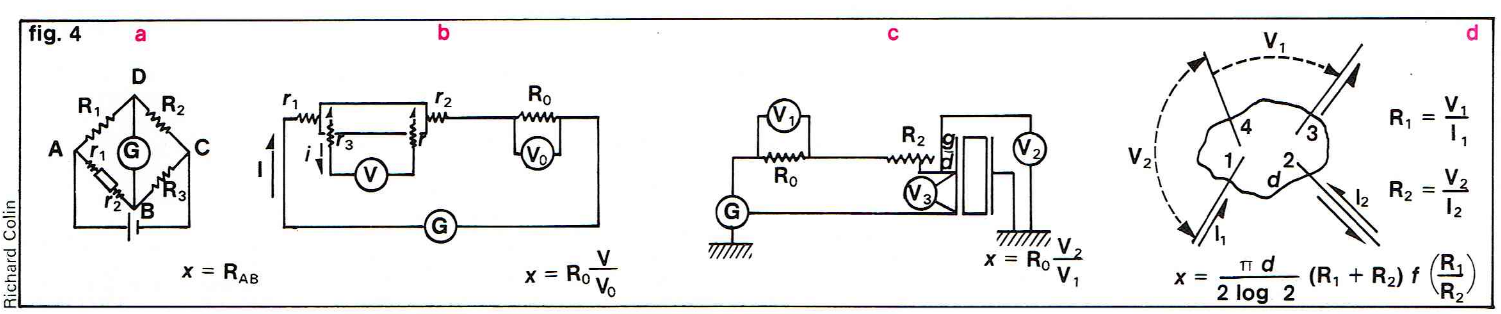
Supraconductivité

C'est en 1911 que l'on a montré que la résistance d'un échantillon de mercure s'annule à — 270 °C. A présent, on connaît un grand nombre de métaux et d'alliages dont la résistance chute en dessous d'une certaine température critique T_C (< — 250 °C). Cette température dépend également du champ magnétique existant. Cette propriété ne sera pas développée, car elle intéresse essentiellement les métaux et les alliages. Il s'agit là d'un domaine de la physique très développé dans ces dernières années : l'intérêt porte sur la recherche de matériaux à température critique élevée. Le transport du courant, la réalisation de champs magnétiques intenses et la réduction des dimensions des moteurs-générateurs sont des applications potentielles.

Isolants et propriétés diélectriques

Les isolants possèdent très peu de porteurs de charges. Ils sont caractérisés par des propriétés diélectriques. Sous l'action d'un champ extérieur, ces porteurs se polarisent. Le déphasage entre le courant et la tension se mesure par l'angle de perte δ, tel que $\operatorname{tg} \delta = \varepsilon''/\varepsilon'$ (ε', valeur réelle de la constante diélectrique ; ε'', sa composante imaginaire).

L'énergie dissipée dans un diélectrique soumis à un champ alternatif est proportionnelle à $\operatorname{tg} \delta$. En général, pour les condensateurs, on recherche des diélectriques à faible angle de perte.



Richard Colin

Technologie de la mesure des propriétés électriques

De la *figure* 3, il résulte que la résistivité électrique des matériaux s'étend sur 24 ordres de grandeur : de 10^{-6} ohm · cm (métaux) à 10^{18} ohms · cm (verres de silice). Il ne peut pas exister de méthode de mesure unique pour toute cette gamme. Si la mesure sur les matériaux à faible résistivité (< 1 ohm · cm) est relativement simple par une méthode à pont de Wheatstone, il n'en est pas de même pour des matériaux plus isolants, voire très isolants comme les céramiques et les verres. Après un bref rappel des montages possibles, les résultats seront discutés, et les influences de divers facteurs seront examinées.

Montage. Pour mesurer la conductivité totale, il existe deux techniques (*fig.* 4) : l'une utilise deux électrodes (*fig.* 4 a), l'autre quatre (*fig.* 4 b, c, d). La méthode à deux points, qui est la plus simple, consiste à mettre la résistance *x* dans les branches d'un pont de Wheatstone ou d'un pont double de Kelvin. Dans ce cas, on mesure la résistance R_{AB} entre les points A et B, et elle vaut : $R_{AB} = x + r_1 + r_2$. On atteint *x* par la mesure de R_{AB} si r_1 et r_2 sont très faibles : cela est réalisé en appliquant une pression sur l'échantillon. Cette méthode est rapide, mais souvent imprécise.

La méthode à quatre électrodes compare la résistance à mesurer *x* avec une résistance connue R_0, en évaluant les chutes de tension V et V_0 aux bornes de celle-ci. On mesure $V = x\,(I - i) + (r_3 + r_4)\,i$ et $V_0 = R_0 I$. On obtient : $x = R_0\,(V/V_0)$, si l'intensité *i* qui passe dans le voltmètre de mesure est faible devant le courant principal. Cette condition est remplie si l'impédance d'entrée du voltmètre est très grande devant la résistance de l'échantillon. A haute température, l'émission thermo-ionique du matériau lui-même peut créer des résistances en parallèle sur l'échantillon, et le montage avec un anneau de garde (*fig.* 4 c) est le seul valable aux températures élevées. L'anneau de garde *g*, porté au même potentiel que l'électrode protégée *d*, élimine tous les phénomènes de surface et permet d'obtenir la résistance *x* de la partie centrale.

Pour les petits échantillons (quelques mm) de forme quelconque mais d'épaisseur définie, par exemple pour des monocristaux, la méthode de Van der Pauw donne de bons résultats. Elle consiste à évaluer la résistivité d'un matériau à partir de deux mesures de résistances. L'échantillon doit avoir quatre contacts électriques (*fig.* 4 d) petits par rapport à ses dimensions et situés le plus près possible de son bord. Quand un courant I_1 passe entre les électrodes 1 et 2, la tension est V_1 entre les électrodes 3 et 4. Le rapport $\frac{V_1}{I_1}$ donne R_1. On détermine R_2 en faisant passer le courant entre les électrodes 2 et 3 et en prenant la tension entre les électrodes 1 et 4. Il existe une relation qui permet d'atteindre la résistivité ρ du matériau quand l'épaisseur est connue :

$$\rho = \frac{\pi e}{2 \log 2}\,(R_1 + R_2)\, f\left(\frac{R_1}{R_2}\right)$$

$f\left(\frac{R_1}{R_2}\right)$ est une fonction qui a été calculée par Van der Pauw et présentée sous forme de graphique.

Facteurs influençant la mesure. Les résultats donnés dans la littérature montrent une divergence de plusieurs ordres de grandeur entre les valeurs publiées par divers auteurs, surtout dans les cas des isolants, comme l'atteste la *figure* 5 sur la résistivité électrique de l'alumine : à 1 000 °C, la résistivité de l'alumine est comprise entre 10^6 et 10^{10} ohms · cm. Les causes d'erreurs dans les mesures sont telles que les valeurs mesurées contiennent la résistivité du matériau, mais aussi des résistances parasites, qui peuvent avoir essentiellement quatre origines : la structure du matériau ; les résistances de contact ; l'émission thermo-ionique ; l'atmosphère ambiante (d'un four par exemple).

Structure du matériau

La pureté des composés influe directement sur la concentration des porteurs de charge, et les variations qui apparaissent dans les mesures ont un sens physique. Par contre, lorsque le matériau est à l'état fritté (céramique), il existe, dans la masse, des joints de grains et des pores, et la résistivité du matériau dépend de son passé thermique qui a fixé la densité, la taille des grains, les contacts entre grains et les pores ; tous ces facteurs jouent des rôles analogues à des défauts. Plus la surface des grains est grande, moins le composé est résistant, comme le montre l'exemple du *tableau* V.

La pression de mise en forme et la température de frittage sont importantes pour déterminer la porosité et les contacts intergranulaires. Des études sur l'alumine montrent que les résistances croissent avec la température de frittage, c'est-à-dire avec une diminution de la porosité. A 1 200 °C, une alumine frittée a une résistivité de 10^6 ohms · cm pour un matériau fritté à 1 800 °C et de 10^5 ohms · cm si le matériau a été fritté à 1 500 °C.

Dans le cas de mélange de matériaux réfractaires, on est en présence d'un système à plusieurs phases, les unes conductrices, les autres isolantes, et la conductivité résultante dépend de la proportion de chaque phase et de leur structure (grains, fibres).

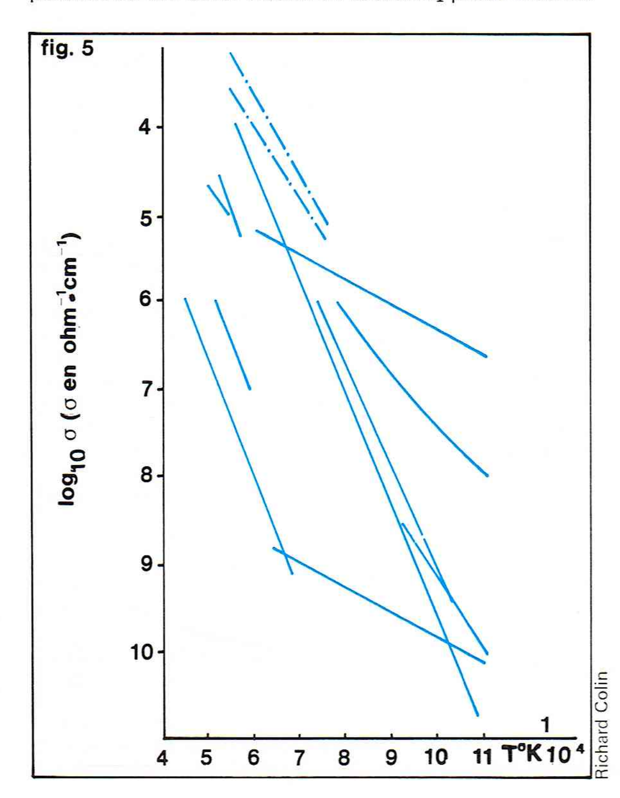
Résistances de contacts

Les résistances de contacts interviennent d'autant plus que le matériau à tester est plus isolant. Le contact métal-isolant conduit, dans le cas d'un échantillon électronique, au passage des électrons d'un niveau d'énergie faible (métal) au niveau d'énergie élevé du matériau. Dans le cas d'une conduction ionique, les ions de l'isolant s'accumulent au niveau de l'électrode et freinent le passage du courant. Ces résistances de contact peuvent être si élevées qu'elles faussent la mesure des résistivités et conduisent souvent à des distorsions dans les caractéristiques courant-voltage.

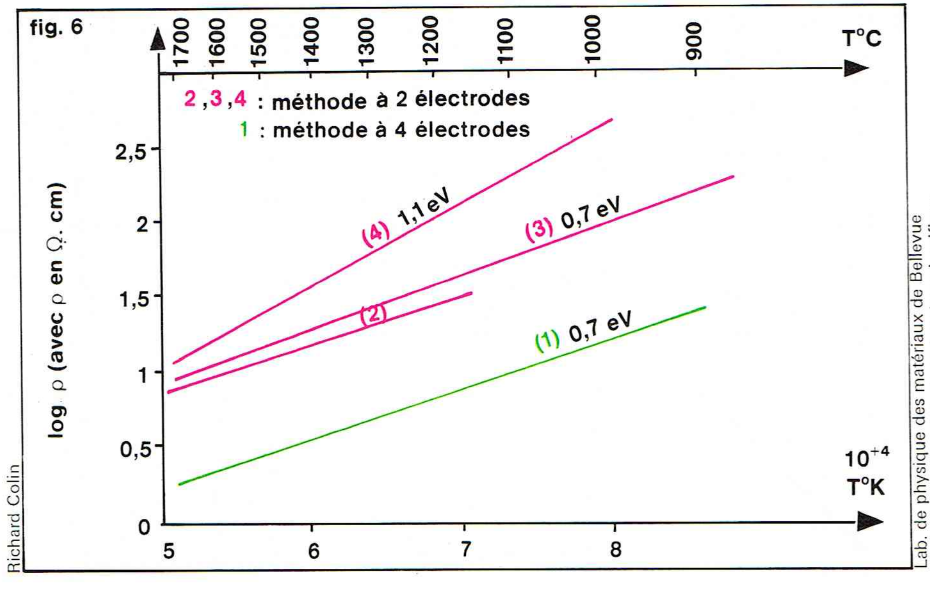
Tableau V
Résistivité de la magnésie MgO

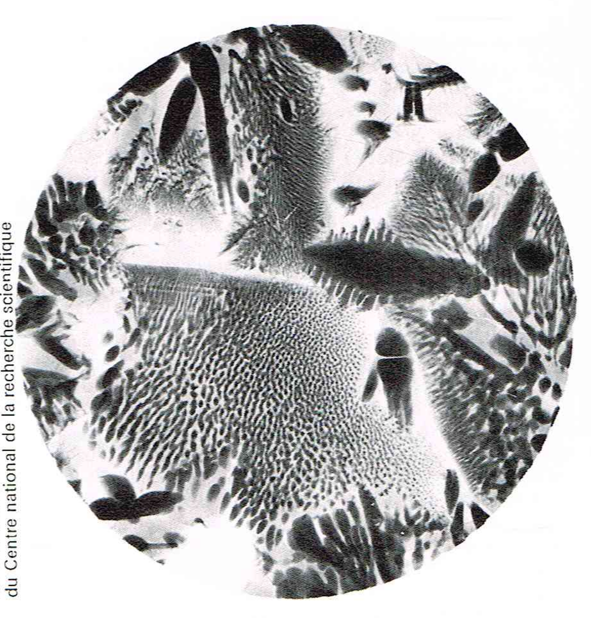
Grosseur des grains (en mm)	Résistivité (en Ω · cm)	
	1 250 °C	1 550 °C
0,00-0,08	3 100	88
0,48-0,60	36 900	91
0,75-0,90	39 600	97
1,20	43 400	117

▲ ***Tableau V : résistivité de la magnésie MgO.***



◀ ***Figure 5 : résultats des valeurs publiées sur la conductivité électrique de l'alumine.***





▲ Ci-dessus, figure 6 : influence des résistances de contact sur la résistivité électrique d'un échantillon de ZrO_2 - 10 mol % Y_2O_3. A droite, microradiographie d'un réfractaire alumine-silice-zircone. Tension 12 kV, anode Or, g 350.

▼ Figure 7 : progrès enregistrés depuis 1960 dans le domaine des performances de céramiques ; exemple de la zircone.

La *figure* 6 compare les résultats obtenus par les deux principales méthodes de mesure, après démontage et remontage de l'échantillon et sans précaution particulière. La méthode des quatre électrodes apporte des résultats reproductibles, tandis que la méthode à deux électrodes donne des résultats peu cohérents.

Émission thermo-ionique

Dans un four, à haute température, l'émission thermo-ionique des parois devient suffisamment importante pour créer des résistances parasites. Il a été mis en évidence qu'entre un fil de platine situé au centre d'un four et la paroi du four, il existe une résistance de 500 000 ohms à 1 400 °C, qui n'est plus que de 8 000 ohms à 1 600 °C. Si on applique une tension, cette résistance de fuite augmente.

fig. 7

utilisation de la zircone
$T_F \cong$ 2 600 °C vers 1960 — briques isolantes T > 1500 °C
technologie de pointe — conversion d'énergie M.H.D.
problème — électrodes à 1800 °C
milieu oxydant / conducteur électronique
réponse — oxydes réfractaires ? ? ?
étude — MEILLEURE CARACTÉRISATION
défauts
intrinsèques: $\sigma_T = \sigma_i + \sigma_e$
extrinsèques: $\sigma_T \cong \sigma_i$
conclusion — ZrO_2 = conducteur → Four 2000 °C, atmosphère oxydante (Centre de Recherches sur la Physique des Hautes Températures)
~~électronique~~ → pas de solution M.H.D.
ionique (électrolyte solide) → APPLICATIONS À T < 1000 °C
sondes λ (antipollution des autos)
jauge à oxygène (purification des gaz)
dissociation de l'eau (filière hydrogène)
problème propriétés mécaniques — fiabilité des systèmes
NOUVELLES STRUCTURES
filtres, feutres...

Richard Colin

Les électrons émis par les parois du four ionisent l'atmosphère de celui-ci et créent une résistance parasite R_f en parallèle sur l'échantillon et de valeur comparable, surtout dans le cas d'un isolant, à la résistance x à mesurer. On évalue alors une résistance apparente R_a telle que :

$$\frac{1}{R_a} = \frac{1}{x} + \frac{1}{R_f}$$

Dans le cas de la magnésie, à 1 600 °C, la résistance de fuite R_f est égale à la résistance du matériau, et, à 1 700 °C, elle est trois fois plus faible. Pour atteindre x, il faut, soit opérer sous tension élevée (~ 200 V) afin d'accroître la résistance de fuite, soit mesurer séparément la résistance apparente R_a et R_f et calculer x avec l'expression ci-dessus. Dans le cas de composés assez conducteurs tels que CeO_2 ou les nitrures, carbures, borures, les résistances mesurées ne sont pas affectées par les résistances de fuite R_f, mais par l'émission propre du matériau qui conduit à une charge d'espace qui enveloppe le solide et qui est équivalente à une résistance de fuite de surface placée en parallèle à une résistance en volume : l'emploi d'anneau de garde (*fig.* 4 c) élimine cet effet.

Les céramiques et les verres - Applications

Les céramiques et les verres occupent une place tout à fait privilégiée parmi les matériaux, et cela tient à la très grande diversité de leur composition, qui permet de modifier leurs propriétés.

Une *céramique* est un matériau polygranulaire obtenu par une succession d'opérations : mélange de produits qui sont souvent des oxydes, pressage, frittage (cuisson). La texture d'un polygrain de la céramique est faite de pores et de grains polycristallins. La structure est celle d'un solide qui présente un ordre à courte distance et un ordre à longue distance ; elle est identifiée par diffraction aux rayons X. Les propriétés d'une céramique sont liées à ses constituants et à sa texture. A température ordinaire, une céramique à base d'oxydes est un isolant électrique et thermique.

Un *verre* est un matériau intermédiaire entre le liquide et le solide. Il est obtenu par fusion d'un mélange de produits et refroidissement rapide pour éviter la cristallisation. La structure est plus voisine de celle du liquide que de celle du solide ; il n'existe qu'un ordre à courte distance, et l'examen aux rayons X ne permet pas de révéler les raies périodiques des composés initiaux.

En raison de leur complexité et de l'influence de leur passé thermique sur leurs propriétés, l'étude fondamentale de ces matériaux, céramiques et verres, ne suscite pas d'enthousiasme. Toutefois, les performances de plus en plus élevées exigées des matériaux ont conduit les scientifiques à examiner ces matériaux complexes, susceptibles

de pallier la défaillance des métaux dans certains domaines : haute température en atmosphère oxydante ou conduction ionique. C'est ainsi que les progrès réalisés dans le domaine des céramiques et des verres trouvent tous leur origine dans un problème posé par certaines technologies de pointe. Dans cet ordre d'idée, les recherches sur la zircone sont exemplaires : elles illustrent bien l'évolution de l'étude des céramiques et des verres pendant ces dix dernières années. La *figure* 7 résume les résultats obtenus depuis 1960. A cette époque, ce matériau est une brique isolante qui tapisse les fours à haute température. La réalisation d'une veine pour la conversion d'énergie par voie magnétohydrodynamique (M. H. D.) exige une électrode à conduction électronique qui résiste à 2 000 °C en atmosphère oxydante. L'enjeu est tel (augmenter de 20 % le rendement des centrales thermiques), et le nombre de matériaux possibles si faible, qu'une grande concentration de moyens s'est faite sur la zircone. Grâce à une meilleure caractérisation, on découvre qu'elle est d'une part un excellent conducteur et d'autre part un conducteur ionique. Même si l'électrode M. H. D n'a pas été tout à fait réalisée, cette étude a eu pour retombées de nombreuses applications à haute et moyenne température : four en atmosphère oxydante pour l'espace et pour l'industrie, pile à combustible, capteurs pour l'antipollution des automobiles et l'économie d'énergie.

Ainsi, les céramiques et les verres ne sont plus seulement des matériaux supports : leurs propriétés trouvent des applications. Celles concernant la conduction électrique touchent la conversion de l'énergie, la réalisation des hautes températures et les applications électroniques.

Conversion de l'énergie

L'analyse de l'influence des impuretés et des défauts dans les matériaux permet de maîtriser le type de conduction, ionique ou électronique, qui les caractérise. A chaque conduction correspondent des applications bien spécifiques.

Électrolyte solide ou superconducteur ionique

Il existe différentes classes de conducteurs ioniques qui correspondent à divers processus de transport des ions.

Classification

● *Conducteurs par défauts dans le réseau* (AgCl, AgI, LiI, CaF_2, ZrO_2). Le mode de fonctionnement de ces matériaux peut être expliqué par la théorie classique de la migration des ions dans un cristal ionique. La concentration en défauts et leur mobilité déterminent la conductivité électrique. On distingue, dans ces conducteurs, une conduction intrinsèque liée à la concentration des défauts créés thermiquement et une conduction extrinsèque liée à la concentration des impuretés qui induisent l'apparition d'un défaut bien défini; Mg^{2+} dans l'iodure de lithium crée des lacunes de Li^+ qui l'emportent sur les lacunes de I^- et provoquent une conductivité par Li^+. Dans cette catégorie se trouve la zircone, stabilisée dans sa structure cubique, stable à haute température, par addition d'ions portant soit deux charges positives (CaO), soit trois charges positives (Y_2O_3). Ces oxydes introduisent des lacunes d'oxygène en grand nombre qui permettent le transport des ions oxygène. Pour stabiliser la zircone, il faut environ 10 à 15 moles % de dopant. Toutefois, la conductivité n'est importante qu'au-dessus de 800 °C, et c'est l'inconvénient majeur de ce conducteur.

● *Conducteurs par désordre d'un des ions* (AgI, Ag_3SI, $RbAg_4I_5$). Une des espèces ioniques assure la cohérence du réseau ; c'est le cas de l'iodure d'argent dans lequel seuls les ions I^- sont ordonnés dans un réseau cubique centré. Les cations sont distribués au hasard sur un grand nombre de positions interstitielles. Ils sont comme une phase liquide dans un squelette solide d'anions. $RbAg_4I_5$ est, à ce jour, le composé qui présente la plus grande conductivité ionique (0,8 $\Omega^{-1} \cdot cm^{-1}$). Les cations sont dans un état virtuellement fondu, d'où l'expression « fusion interne ».

● *Conducteurs par échangeurs d'ions* (βAl_2O_3). Ce matériau a la formule empirique 8,5 Al_2O_3, Na_2O. Il a une structure hexagonale, et, dans la direction de l'axe C, la maille élémentaire contient deux blocs d'ions oxygène et aluminium dans une structure type spinelle. Les ions sodium sont mobiles dans le plan perpendiculaire à l'axe C qui sépare les deux blocs. L'alumine β ressemble à un échangeur d'ions. Les ions Na^+ peuvent être remplacés par les ions Ag^+, Tl^+, Rb^+, Li^+, Cs^+, K^+. Ce matériau est étudié pour la traction électrique au moyen d'une pile $Na/\beta Al_2O_3/S$. Les réactions sont les suivantes :

anode $2\,Na \rightarrow 2\,Na^+ + 2\,e^-$

cathode $2\,Na^+ + 2\,e^- + 3\,S \rightarrow Na_2S_3$

● *Conducteurs ioniques à structure bronze de tungstène*. Ces matériaux sont du type hollandite où les ions R^+ se déplacent dans les tunnels de la structure quadratique. Parmi les composés étudiés actuellement, citons

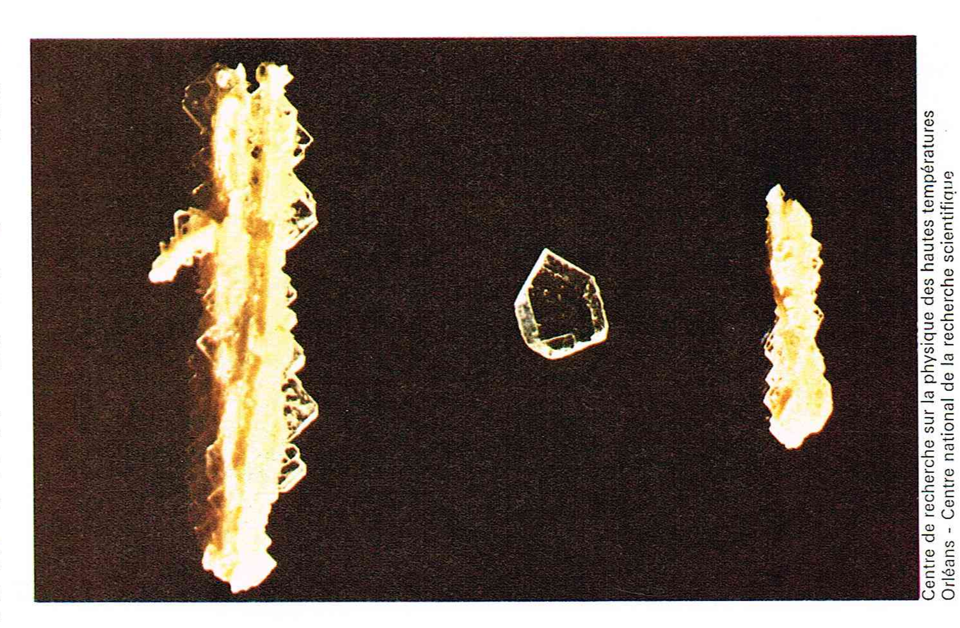
$$K_xMg_{\frac{x}{2}}Ti_{8-\frac{x}{2}}O_{16}$$

avec x compris entre 1,6 et 2. Dans ces structures, la conductivité électronique reste importante. Des composés tels que M_xTiS_2 ou M_xZrS_2 avec M alcalin sont actuellement prometteurs. La *figure* 8 montre la conductivité électrique de ces divers conducteurs ioniques.

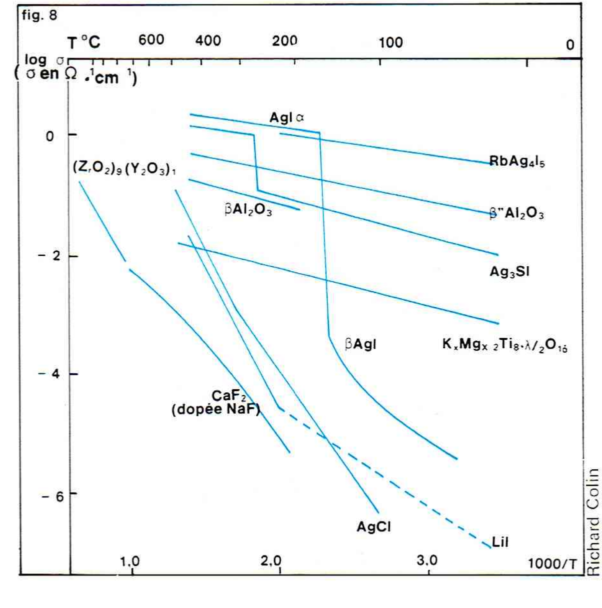
Applications en voie de développement

Les tensions mesurées en circuit ouvert pour différentes piles sont :

$Ag/RbAg_4I_5/I_2$	0,56 V
$Li/HI/I_2$	2,8 V
$Na/Al_2O_3/Br_2$	3,6 V
H_2/ZrO_2 stabilisée/air	1,15 V

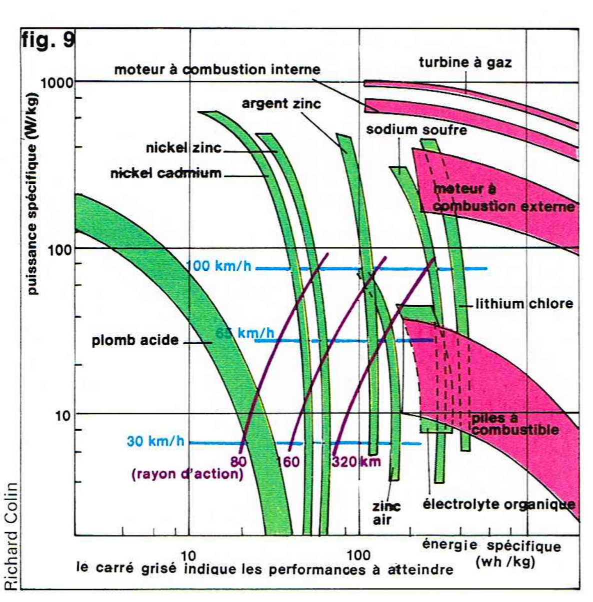


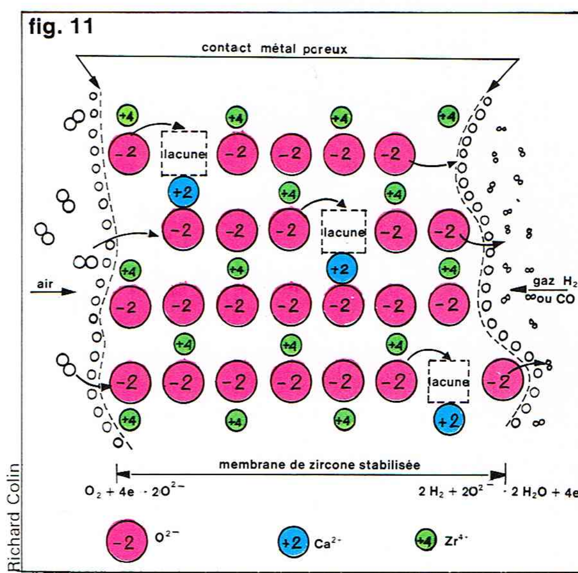
▲ ***Quelques échantillons de zircone.***

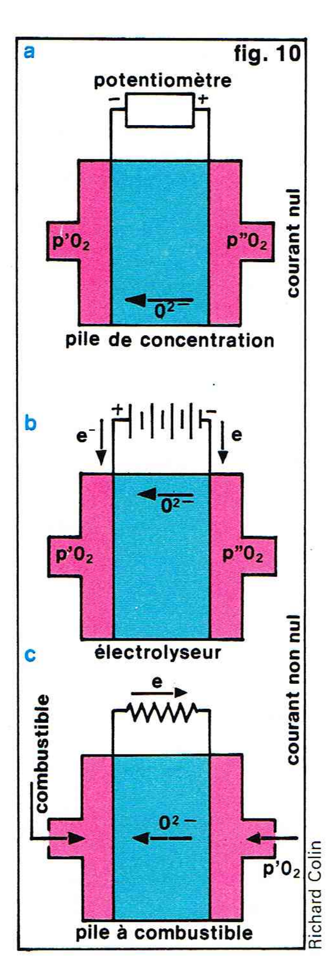


◀ ***Figure 8 : conductivité électrique des électrolytes solides.***

▶ *A gauche, figure 9 : caractéristique des sources de puissance motrice pour un véhicule de 910 kg et une source d'énergie de 227 kg. A droite, figure 11 : schéma d'une pile à combustible.*







▲ *Figure 10 : fonctionnement d'une pile à zircone stabilisée.*

Cette tension n'est pas la seule caractéristique importante des générateurs électrochimiques lorsque l'on considère leurs applications, en particulier, à la traction électrique. Il convient de prendre en considération : la capacité massique exprimée en Wh/kg ; la puissance massique en W/kg ; la durée de vie (nombre de cycles charge-décharge) ; le prix de revient.

Il apparaît qu'une amélioration de la capacité massique par rapport aux batteries actuellement disponibles, sans sacrifier la puissance massique, est nécessaire pour qu'un véhicule électrique transportant des passagers devienne techniquement possible. Une voiture électrique ayant un rayon d'action de l'ordre de 300 km et des possibilités d'accélération compatibles avec une circulation comportant encore des voitures classiques nécessite une batterie ayant une capacité massique pratique minimale de l'ordre de 150 Wh/kg et une puissance spécifique pratique minimale de 80 W/kg. La longévité du système d'accumulateur envisagé doit correspondre à un minimum de deux ans d'utilisation du véhicule.

Le diagramme représenté *figure* 9 donne la comparaison entre les divers types d'accumulateurs actuellement en production ou à l'étude ; on constate que l'utilisation du couple sodium-soufre offre une possibilité de satisfaire aux impératifs exposés ci-dessus. Les systèmes argent-zinc et zinc-air sont en cours de développement. La technique lithium-chlore paraît technologiquement très difficile, en particulier à cause des problèmes soulevés par l'utilisation du chlore gazeux et du lithium liquide à la température de 650 °C nécessaire pour le fonctionnement de l'accumulateur.

La zircone entièrement stabilisée peut constituer l'électrolyte solide d'un générateur électrochimique, mais elle peut également jouer le rôle de contrôleur d'oxygène, car sa conduction ionique est due au transport de l'oxygène. La cellule constitutive est : $\mathrm{Pt}\,p'_{O_2}/\text{zircone stabilisée}/p''_{O_2}\mathrm{Pt}$.

Il apparaît une force électromotrice : $E = \frac{RT}{4\,F} \ln \frac{p'_{O_2}}{p''_{O_2}}$

(F : constante de Faraday ; R : constante des gaz parfaits ; T : température absolue.)

Cette cellule peut fonctionner de trois façons différentes selon que le courant est nul ou non. A courant nul (*fig.* 10 a), elle sert à mesurer des pressions d'oxygène. En effet, si on connaît p' et non p'', la mesure de E de la cellule permet d'obtenir p''. Ces jauges sont très utiles pour l'analyse de l'oxygène contenu dans un bain métallique (sidérurgie). Il s'agit d'un tube de zircone stabilisée muni à l'intérieur d'une plaque de platine, servant à la prise de potentiel.

Si on impose une tension E à la pile (*fig.* 10 b), celle-ci fonctionne en pompe à oxygène et permet de réaliser des modifications de compositions. Dans ce cas, $E_{mesuré}$ est différent de E_{eq} à l'équilibre, et il circule, dans le circuit ainsi formé, un courant I qui aura pour effet de modifier p' et p'' jusqu'à ce que les nouvelles pressions soient telles que $E_{mesuré} = E_{eq}$. A l'intérieur de la membrane, le courant est transporté par des ions oxyde obtenus par réduction électrochimique de l'oxygène à une électrode

(cathode) $\frac{1}{2}O_2 + 2\,e^- = O^{2-}$

et réoxydés en oxygène à l'autre électrode

(anode) $O^{2-} = \frac{1}{2}O_2 + 2\,e^-$

Si on mesure la quantité d'électricité nécessaire pour réaliser cette opération, on connaît la quantité d'oxygène qui a quitté la demi-cellule de gauche pour gagner la demi-cellule de droite. On est limité, pour la tension à imposer, par le potentiel de décomposition de la zircone.

Enfin, la pile peut fonctionner en générateur (*fig.* 10 c). Si la cellule débite dans une résistance de charge, il y a production d'un courant I jusqu'à ce que p' égale p'', à moins que les gaz ne soient renouvelés : on a alors une pile à combustible (*fig.* 11). On peut ainsi utiliser un mélange d'hydrogène et d'oxyde de carbone dans un des compartiments et de l'air dans l'autre. La production d'eau et de gaz carbonique libérerait une énergie récupérable sous forme d'énergie électrique. Des essais sur des petits tubes en zircone stabilisée à l'oxyde d'yttrium, de diamètre 1 cm, ont conduit à une production de 300 watts par kilogramme de pile. La conversion atteint 1 $A \cdot cm^{-2}$ sous 0,5 V soit 0,5 watt $\cdot$ cm^{-2}. L'intérêt de ces piles, à haute température ($\sim$ 1 000 °C), réside dans la possibilité de traiter directement les hydrocarbures ou le gaz naturel et l'élimination des métaux nobles comme électrode-catalyseur. Aux États-Unis, une centrale de 1 000 MW est à l'étude.

Conducteurs électroniques

Conversion magnétohydrodynamique (M. H. D.)

La magnétohydrodynamique est un procédé de production d'énergie qui consiste à déplacer un fluide conducteur mis en vitesse dans une tuyère et soumis à l'influence d'un champ magnétique : on recueille ainsi une tension qui peut débiter dans une charge.

La première expérience de ce type de conversion fut réalisée par Faraday au XIXe siècle. En contemplant la Tamise (hydro = eau), à Londres, il observa qu'elle était ionisée par la pollution et possédait une certaine vitesse (dynamique). Sa direction était perpendiculaire au champ magnétique terrestre (magnéto). Il calcula la force électromotrice qu'il pouvait obtenir et vérifia ce résultat expérimentalement. Actuellement, deux types de conversions sont étudiés : l'un, dit à cycle ouvert, utilise comme fluide les gaz de combustion de produits fossiles, gaz conducteurs vers 2 000 °C, auxquels est ajouté du potassium pour accroître l'ionisation ; l'autre, dit à cycle fermé, emploie une circulation de gaz nobles plus facilement ionisables, donc à moins haute température.

La tuyère à cycle ouvert est prévue pour constituer un étage de conversion en amont d'une centrale thermique. En 1959, l'A. V. C. O. annonçait la possibilité de faire passer le rendement d'une telle centrale de 40 % au voisinage de 60 %. La *figure* 12 montre le principe de fonctionnement, et la *figure* 13 le schéma d'une centrale M. H. D. en circuit ouvert, comprenant un étage M. H. D. (1) suivi d'un étage turbine à vapeur.

Les difficultés de mises en œuvre reposent surtout sur un problème de matériaux et sur leur fiabilité. Il s'agit d'élaborer des électrodes réfractaires à conduction électronique au voisinage de 2 000 °C et de séparer les deux pôles électriques par un isolant électrique à cette même température. La présence d'une pression d'oxygène, non négligeable, est une donnée importante pour le choix des matériaux. Ceux-ci doivent avoir :

— un haut point de fusion (T > 2 400 °C) et une faible tension de vapeur ;
— une forte résistance à l'abrasion due au jet de plasma ;
— une réactivité chimique faible au regard de l'ensemencement (potassium) ;
— une grande résistance à l'oxydation ;
— une bonne tenue mécanique face au choc thermique.

De plus, pour les électrodes, on doit avoir une conductivité de type électronique et une émission thermoélectronique élevée. Pour les murs isolants, on cherche un matériau à faible conductivité électrique : 10 à $10^3\,\Omega \cdot$ cm à 2 000 °C.

Les solutions proposées pour les électrodes sont des solutions intermétalliques telles que le borure d'hafnium ou de zirconium HfB_2 ou ZrB_2, des zircones stabilisées à l'oxyde de cérium, des composés définis du type $LaCrO_3$ ou $FeAl_2O_3$-Fe_3O_4.

Dans les meilleurs cas, la tenue des tuyères n'a pas excédé quelques centaines d'heures, alors que la fiabilité d'une telle conversion exige un fonctionnement continu de 10 000 h.

Pour les parois isolantes, il a été montré que tout matériau, même très isolant, a une conductivité électrique qui croît avec la température, à cause de la formation de défauts ionisés. On peut s'attendre à ne plus trouver d'isolants au-dessus d'une certaine température. Celle-ci est de l'ordre de 1 800 °C pour les meilleurs isolants (la magnésie).

Du fait que la conductivité électrique dépend de la température, celle-ci ne doit pas dépasser 1 500 °C pour les parois isolantes. Dans ces conditions, des matériaux comme la magnésie (MgO), la thorine, la glucine (BeO) et les composés $MgAl_2O_4$, $SrZrO_3$ ont donné satisfaction.

En France, après un effort important de 1960 à 1970, ce type de conversion ne fait plus l'objet de recherches. Il est, en revanche, extrêmement étudié en Union soviétique, où une centrale de 25 MW est opérationnelle, tandis qu'une autre, de 580 MW, est à l'étude. Au Japon, le Mark 5 a délivré une puissance de 482 MW pendant une heure. Aux États-Unis, les études sont en plein développement afin d'aboutir en 1981 à la mise en place d'une centrale de 100 MW. Une collaboration s'est instaurée entre l'U. R. S. S. et les U. S. A. Cette conversion est primordiale pour les pays qui possèdent du charbon et qui en recherchent la valorisation.

Conversion thermo-électrique et thermo-ionique

L'élément fondamental de la conversion thermo-électrique est un couple de deux semi-conducteurs de types respectifs *n* et *p*, aux bornes desquels une différence de température ΔT cause l'apparition d'une différence de potentiel $Q\Delta T$, Q désignant le pouvoir thermo-électrique. Cette tension donne naissance à un courant dans une résistance extérieure R_e, et la puissance électrique recueillie sera d'autant plus grande que la résistance R des semi-conducteurs sera plus faible. L'énergie primaire est essentiellement constituée par un flux de chaleur $K\Delta T$, où K désigne la conductance thermique du couple, et, en première approximation, le rendement est :

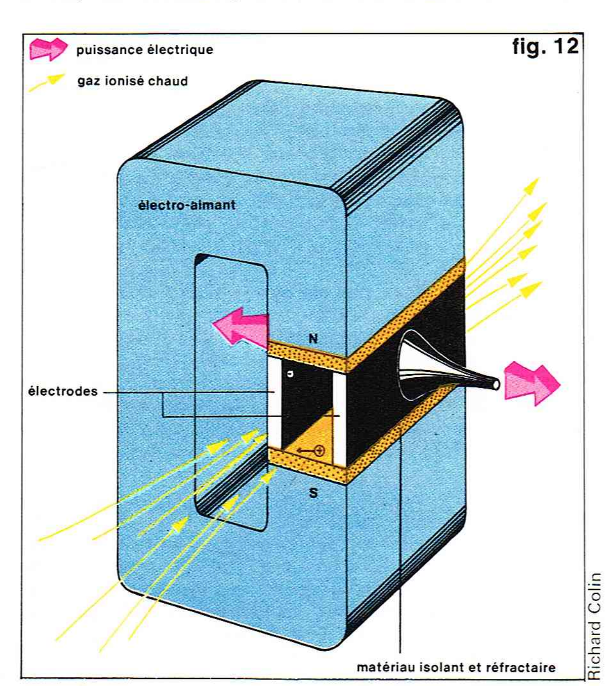
$$\eta = \frac{R_e Q^2 \Delta T^2}{(R + R_e)^2} \cdot \frac{1}{K\Delta T}$$

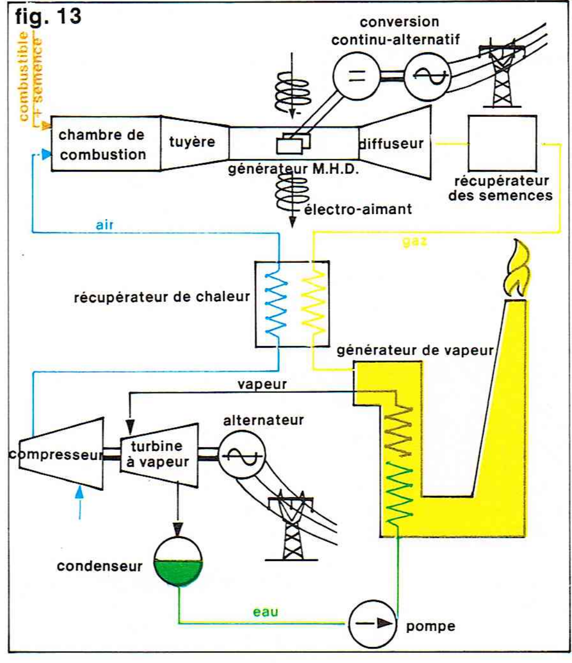
Si on choisit $R_e = R$, cela s'écrit :

$$\eta = \frac{Q^2}{KR} \cdot \Delta T = \frac{Q^2}{KR} \cdot T_c \frac{\Delta T}{T_c}$$

Le rendement est donc essentiellement limité par le rendement de Carnot et par les propriétés intrinsèques des matériaux, à qui on demande d'avoir le facteur de mérite $Z = Q^2/K\rho$ le plus élevé possible, à une température T_c la plus élevée possible (K = conductivité thermique, ρ = résistivité). Le rendement de ce type de conversion est assez faible avec les semi-conducteurs classiques (< 3 %). Avec des composés tels que AlB_{12}, ou SiB_{14} dont la conduction se fait par sauts, il est possible d'espérer des rendements qui atteindraient 20 %. Des études sont en cours. Les applications de ces générateurs autonomes d'électricité sont les balises marines, le pompage de l'eau, l'éclairage familial, les appareils de contrôle le long des pipe-lines ; une application importante est la thermopile solaire. C'est le Soleil qui créerait le gradient thermique nécessaire à la conversion.

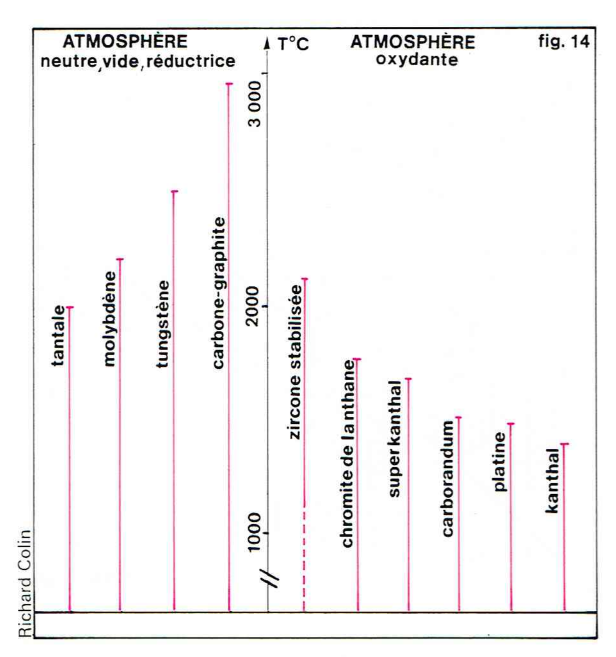
Dans le procédé de conversion thermo-ionique, la source chaude est solidaire d'une cathode à température θ élevée, de l'ordre de 1 200 à 2 000 °C. Cette cathode émet des électrons, qui sont captés par une anode, jouant le rôle de source froide à 1 100 °C. Une différence de potentiel, de l'ordre du volt, apparaît entre ces deux élec-





◄ *A gauche, figure 12 : principe de la conversion M. H. D.*
A droite, figure 13 : schéma d'une centrale M. H. D. en circuit ouvert.

▶ *Figure 14 : températures limites des éléments chauffants des fours en fonction de leur atmosphère.*



trodes, et un courant peut circuler dans une charge extérieure. Entre les deux électrodes, de la vapeur de césium favorise l'émission électronique en cassant la charge d'espace. La source de chaleur peut être quelconque, mais l'idéal, pour donner à ce générateur une autonomie complète, est de lui associer un réacteur nucléaire. On obtient ainsi une machine qui ne contient aucune pièce tournante et ne nécessite aucune opération de maintenance.

Le matériau émissif est un métal réfractaire, tantale ou tungstène, recouvert d'oxydes alcalino-terreux. Bien que ce type de conversion puisse donner lieu à des rendements de l'ordre de 25 %, la durée de vie des électrodes ne le rend pas fiable actuellement.

Réalisation de hautes températures : éléments chauffants

Les fours électriques permettant des études en milieu oxydant sont assez différents de ceux travaillant sous vide, en atmosphère inerte ou réductrice. Les éléments chauffants ne sont plus métalliques : le dernier métal résistant à l'oxydation est le platine, et il est très onéreux. La *figure* 14 donne la température limite et l'atmosphère de travail des différents éléments chauffants. Il est certain que ce sont les métaux qui se façonnent le plus facilement, et c'est faute d'en avoir qui résistent à l'oxydation à haute température que l'emploi de certains semi-conducteurs ou de composés intermétalliques s'est révélé utile. C'est le cas des fours à baguette de carborandum, moins onéreuse que le platine, de superkanthal et de chromite de lanthane, qui permettent, d'une part, d'accéder au domaine 1 500 °C-1 800 °C en atmosphère oxydante, et, d'autre part, de concevoir des fours de grand volume comparativement moins chers que les fours à résistance de platine rhodié. Enfin, les fours à résistance d'oxydes réfractaires permettent d'agrandir le domaine de température accessible en atmosphère oxydante et d'atteindre 2 500 °C.

Le *tableau* VI donne les caractéristiques des éléments en céramiques permettant la réalisation de hautes températures en atmosphère oxydante.

Les réalisations technologiques des divers fours possibles seront données dans le chapitre *Technologie des fours.*

▼ *Tableau VI : caractéristiques des éléments en céramiques en atmosphère oxydante.*

Tableau VI

Résistivité des éléments céramiques en atmosphère oxydante

Composition	Forme	Résistivité (en Ω · cm)				Température maximale en °C	Atmosphère
		20 °C	800 °C	1 200 °C	1 700 °C		
Carborandum $C\,Si$	Baguettes, tubes	3	1	1,4		1 550	Oxydante, réductrice ou neutre
Superkanthal $Mo\,Si_2$	Baguettes	$29 \cdot 10^{-6}$	$200 \cdot 10^{-6}$	$300 \cdot 10^{-6}$		1 750	Oxydante réductrice ou neutre
Chromite de lanthane $LaCrO_3$	Baguettes, tubes	10^3		10	10^{-1}	1 800	
Zircone stabilisée ZrO_2 - 4 % CaO ZrO_2 - 6 % Y_2O_3	Baguettes, tubes	$\simeq 10^{13}$	10^3	10	1	2 500	Oxydante, faiblement réductrice ou neutre

Applications à l'électricité et à l'électronique

L'électronique poursuit son essor impressionnant avec l'accélération bien connue due à la guerre chaude, puis à la guerre froide : ses exigences concernent les performances et la fiabilité des systèmes.

Les céramiques

Isolants-condensateurs

La propriété isolante (10^8 à $10^{18}\,\Omega \cdot$ cm) des céramiques est un critère important pour leurs applications.

En fréquence industrielle, et aussi en tension continue, les isolants doivent réunir les caractéristiques suivantes : résistance mécanique ; tenue à la perforation diélectrique ; faible facteur de perte.

Il existe des céramiques à très haute constante diélectrique, jusqu'à 20 000. Elles sont utilisées pour les condensateurs de filtrage et de découplage, avec plusieurs centaines de « perovskites », dont l'élément le plus représentatif est le titanate de baryum et ses solutions solides avec des zirconates, stannates, cériates alcalino-terreux.

Les vitrocéramiques sont, dans ce domaine, appelées à un avenir certain, en raison même des multiples variantes de composition qu'elles autorisent.

Semi-conducteurs thermistances

Contrairement aux céramiques précédentes pour lesquelles un excellent isolement électrique est nécessaire, celles-ci sont conductrices de l'électricité. Leur composition est en effet à base d'oxydes instables des métaux à valence variable, tels le fer, le manganèse, le cobalt, le cuivre et le nickel. Ces céramiques sont frittées dans des conditions d'atmosphères et de vitesses de refroidissement telles que l'on crée, dans les monocristaux constitutifs, de nombreuses lacunes d'oxygène. Il existe de ce fait, à froid, un déséquilibre des valences électriques qui ne peut être comblé que par des migrations d'électrons provenant des cations voisins des lacunes. Ces électrons, relativement mobiles, sont donc des porteurs de type *n*. L'application d'un champ électrique provoque leur migration orientée, c'est-à-dire qu'un courant électrique s'établit, répondant assez grossièrement à la loi d'Ohm, à une température donnée. Toutefois, comme on a affaire à un semi-conducteur, la résistivité ρ est une fonction exponentielle en $1/T$, de la forme $\text{Log}\,\rho = A + B/T + C\,\text{Log}\,T$. C, étant petit, est parfois négligé. Le coefficient B est fonction de la composition en oxyde semi-conducteur et en oxyde stabilisant tel que l'alumine. Ses valeurs varient de 3 000 à 5 000. Les oxydes utilisés sont :

TiO_2, Ta_2O_5, V_2O_5, WO_3 (type *n*)

NiO, CuO, V_2O_3, Cu_2O (type *p*).

Ce sont les oxydes du dernier groupe qui ont un grand coefficient de température. L'intérêt technique de ces céramiques est d'utiliser la valeur importante de ce coefficient de température dans les problèmes de régulation par « thermistances » : régulation des températures (sondes thermométriques), des intensités (protection des filaments), des tensions, des puissances, etc.

La présentation des thermistances dépend de la quantité d'énergie reçue de l'extérieur et de la dissipation de chaleur, puisque la température du composé, donc son point de fonctionnement, dépend de cet équilibre.

Les verres

Les principales applications consistent à utiliser le verre comme enveloppe ou comme support d'éléments actifs. Toutefois, on peut utiliser les propriétés de l'état amorphe dans deux applications principales.

Verres semi-conducteurs

Les verres semi-conducteurs se divisent en verres d'oxyde et en chalcogénures. Ces derniers, appartenant aux systèmes Ge—Sb—Se et Si—Ge—As—Te, ont été l'objet d'études poussées, car ils montrent la présence d'effets de commutation et de mémoire. Les résistivités des divers verres de chalcogénures varient de 10^{10} à $10^4\ \Omega \cdot$ cm à 25 °C.

Deux types de dispositifs existent à ce jour :

● *Commutateur à seuil.* Ce dispositif possède deux états résistifs distincts, placés de part et d'autre d'une tension de seuil (de l'ordre de 40 V/mn) ; ces deux états résistifs sont séparés par un facteur 10^8. Le dispositif retrouve spontanément son état initial très résistant si la tension à laquelle on le soumet est inférieure à son potentiel de maintien.

● *Commutateur à mémoire* (*fig.* 15). Ce dispositif possède, comme le précédent, deux états résistifs, mais ne retrouve pas spontanément son état initial très résistant. Le retour à l'état hautement résistant, ou effacement de la mémoire, ne peut s'opérer que sous l'action d'une impulsion brève de haut potentiel.

Ces dispositifs possèdent donc des propriétés dont les plus intéressantes sont :

— une vitesse de commutation rapide : $1,5 \cdot 10^{-10}$ s ;
— une zone à résistance différentielle négative ;
— une insensibilité à la polarité de la tension appliquée.

Pour expliquer ces phénomènes de mémoire, il semblerait que la conduction électrique se fasse suivant un canal, donc soit générée par un phénomène thermique avec un phénomène électronique lui ayant donné naissance tel que : effet tunnel double, formation de charge d'espace.

Les applications de ces dispositifs concernent : les *mémoires classiques* (fonctionnement écriture, lecture, effacement) ; les *mémoires « mortes »* (stockage de l'information) ; les *commutateurs* (automatisme).

Ces systèmes prometteurs manquent encore de fiabilité pour accéder à la commercialisation. Les applications à des effets optiques semblent très prometteuses.

Émission d'électrons secondaires

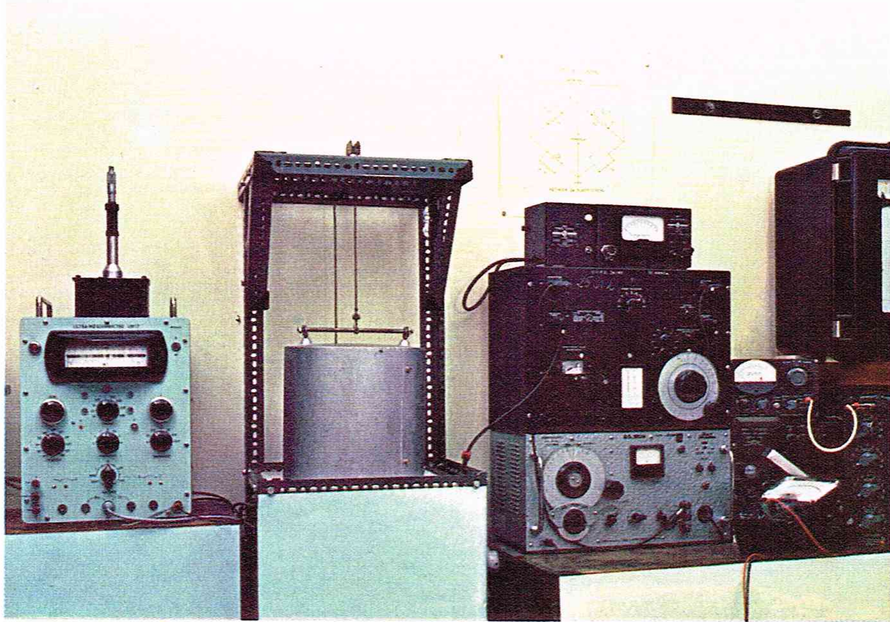
L'émission d'électrons secondaires est caractérisée par le rapport δ des électrons secondaires aux électrons primaires. Le *tableau* VII résume divers résultats.

Malgré la faiblesse de δ, on peut atteindre ainsi des gains de 10^5 à 10^6. On a ainsi fabriqué des multiplicateurs à microcanaux. Par exemple, l'un de ceux-ci est constitué par une dynode à résistivité continue, formée à l'intérieur d'un tube de verre de phosphovanadate environ 50 fois plus long que large (5 cm de longueur, 1 mm de diamètre).

Si une différence de potentiel d'environ 3 kV est appliquée entre les extrémités du tube, tout électron pénétrant dans l'extrémité à bas potentiel arrachera une cascade d'électrons secondaires de la paroi du tube. Le nombre d'électrons émis par l'extrémité à haut potentiel du tube par rapport à celui des électrons primaires peut atteindre un facteur 10^5.

Le multiplicateur électronique est particulièrement apte à la direction des électrons isolés, mais réagit également aux particules, aux ions gazeux, aux rayons X et UV.

Étant donné qu'il est possible de réaliser des multiplicateurs électroniques de dimensions très diverses, on peut en disposer en rangées parallèles en grand nombre et produire des images à amplification point par point. Ces dispositifs sont appelés des galettes à microcanaux, obtenues par soudure de tubes les uns contre les autres. Les faisceaux ainsi obtenus peuvent alors être étirés et combinés avec d'autres faisceaux déjà étirés. Après la coupe, on procède au polissage des surfaces parallèles d'entrée et de sortie. Ces galettes, dont le diamètre peut atteindre de 10 à 12 cm, comprenant de nombreux canaux de faible diamètre, sont utilisées dans les convertisseurs d'image radiologique. Cette utilisation, qui a éveillé récemment beaucoup d'intérêt, a été rendue possible non seulement grâce aux propriétés des matériaux vitreux, mais également grâce aux possibilités de façonnage, soufflage, moulage, étirage, particulièrement diversifiés, des verres.


Lab. des verres du Centre national de la recherche scientifique

▲ ***Dispositif de mesure de la conductibilité électrique et de la permittivité du verre en fonction de la température.***

▼ ***Figure 15 : caractéristiques schématiques courant-tension des dispositifs à base de verre As_2Se_3 et As_2Se_5 en couches minces. Tableau VII : émission d'électrons secondaires de différents verres.***

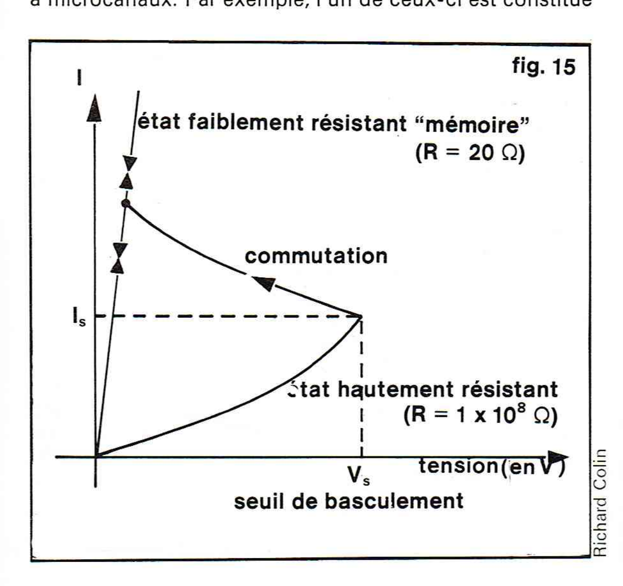
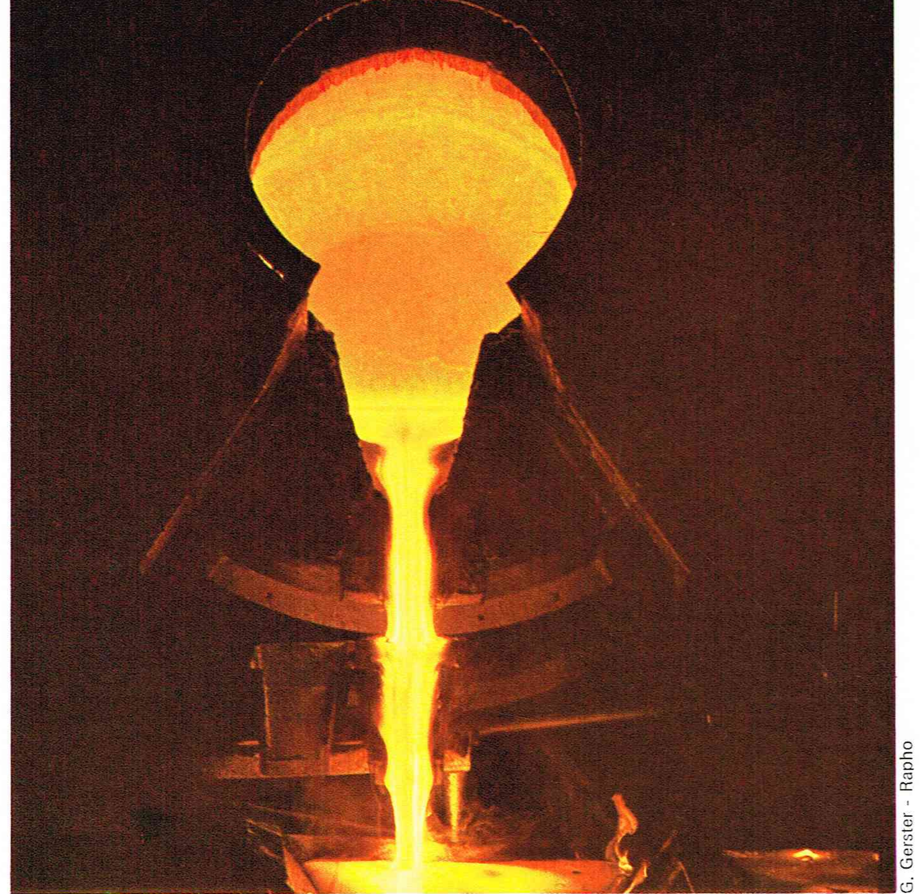


Tableau VII
Émission d'électrons secondaires de différents types de verres

Verres	δ_{max}	E_{max} (en volts)
Pyrex	2,3	400
Silice	2,1	400
Borate	2,5	300
Phosphate de vanadium	2,1	300
Séléniure d'arsenic	1,6	750



G. Gerster - Rapho

▲ *Une coulée d'or dans une unité de traitement du métal en Afrique du Sud.*

MÉTAUX ET ALLIAGES

PRINCIPES DE L'ÉLABORATION DES MÉTAUX

Le domaine de la métallurgie extractive s'étend de la sortie du minerai de la mine jusqu'à l'obtention du métal de très haute pureté.

En général, le minerai subit un certain nombre de traitements qui visent à l'enrichir en le débarrassant d'une partie de sa gangue *(concentration ou enrichissement du minerai)*; ces traitements consistent d'abord en une *comminution* ou *fragmentation* du minerai, permettant une séparation plus aisée des différents constituants minéralogiques *(traitements préliminaires)*, puis en une ou plusieurs opérations de triage *(traitements physiques)* dont le principe repose sur les différences de propriétés physiques entre les phases en présence (masse volumique, propriétés superficielles, magnétiques et électriques). Après récupération, séchage, puis souvent agglomération du concentré, commence l'extraction proprement dite du métal; celle-ci s'effectue par pyrométallurgie, par hydrométallurgie ou par électrométallurgie.

● **La pyrométallurgie** met en œuvre des réactions s'effectuant à températures élevées. Par exemple : la *calcination* et le *grillage* se font à des températures inférieures au point de fusion du composé; la *liquation* correspond à la fusion du métal, qui est alors susceptible de se débarrasser d'une partie de ses impuretés; la *fusion* complète du minerai peut conduire à une séparation en deux ou plusieurs couches liquides, dont l'une contient la majeure partie du métal à extraire. D'autres opérations pyrométallurgiques sont parfois nécessaires, par exemple lors de la *conversion* d'un sulfure fondu en métal ou de la fonte en acier par soufflage oxydant, ou lors de la distillation de certains métaux (Zn, Mg).

● **L'hydrométallurgie** consiste d'abord à *dissoudre* le constituant minéralogique intéressant dans un solvant aqueux, puis à *précipiter* le métal soit par voie chimique, soit par électrolyse (électrométallurgie). Ces dernières années, l'hydrométallurgie s'est enrichie d'autres procédés, qui utilisent des *solvants organiques* et des *résines échangeurs d'ions*.

● **L'électrométallurgie** consiste à extraire le métal par électrolyse en solution aqueuse ou en bain de sels fondus. En général, l'extraction du métal brut est suivie d'une purification qui le rend alors apte à des applications courantes *(affinage)* ou lui confère, pour des applications particulières, un degré de pureté très élevé *(raffinage)*. Cette purification du métal est obtenue par pyrométallurgie ou par électrométallurgie; dans le premier cas, elle consiste souvent en une oxydation des impuretés suivie d'une désoxydation poussée du métal. Comme nous le verrons, il est difficile d'atteindre un degré de pureté élevé de cette manière. Il est alors nécessaire, si une grande pureté est exigée, d'avoir recours à d'autres méthodes (fusion de zone, raffinage électrolytique, métallurgie sous vide, etc.).

Notons que les méthodes pyro-, hydro- et électrométallurgiques sont parfois utilisées successivement lors de l'extraction de certains métaux. Tout procédé d'extraction correspond à une séquence d'opérations dont chacune a pour objet de préparer le matériau, aussi bien et à aussi bon marché que possible, à l'opération suivante. Cela explique pourquoi certains procédés d'élaboration des métaux, séduisants sur le plan scientifique, ne trouvent pas d'application pratique : c'est le cas, en particulier, de l'élaboration électrochimique, possible pour tous les métaux, mais en réalité appliquée, pour des raisons économiques, surtout aux métaux très réactifs qui ne peuvent être préparés autrement.

Principes de l'extraction du métal brut de son minerai

Dans le concentré de minerai, le métal est à l'état d'ions M^{n+}; son élaboration consiste alors en une réduction du type :

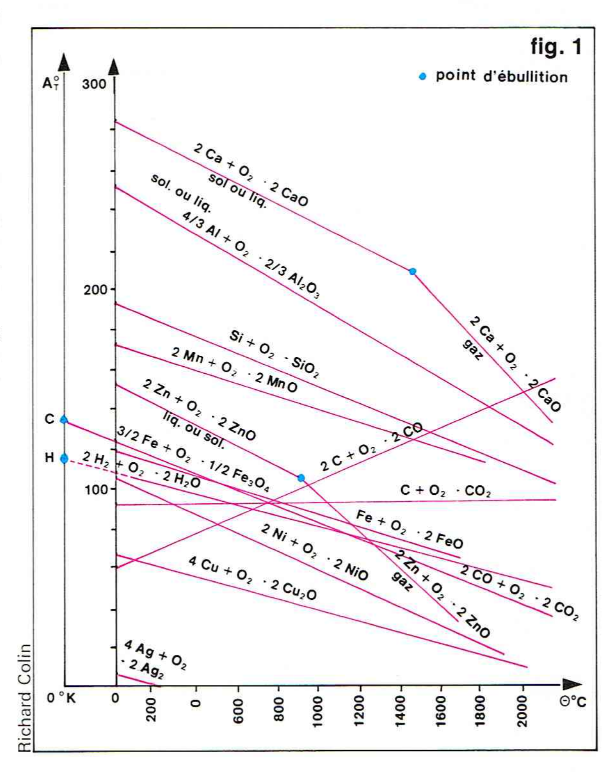
$$M^{n+} + ne^- \rightarrow M^\circ$$

Extraction pyrométallurgique

Réduction des oxydes métalliques

De nombreux métaux sont extraits à partir de minerais oxydés. C'est le cas, par exemple, du fer, du manganèse, du chrome et de l'étain qui sont préparés presque exclusivement à partir de minerais d'oxydes. Lorsque le minerai est un hydrate, comme $Mg(OH)_2$, $Zn(OH)_2$, $Cd(OH)_2$, $FeO(OH)$, un carbonate ($CaCO_3$, $FeCO_3$) ou un sulfure (ZnS, PbS), il est le plus souvent traité thermiquement de manière à être transformé en oxyde (opérations de calcination et de grillage).

Seuls les oxydes des métaux les plus nobles peuvent se dissocier thermiquement pour donner le métal pur. C'est le cas, par exemple, de l'oxyde d'argent Ag_2O qui se dissocie dès 200 °C ou de l'oxyde de platine PtO qui se décompose au-dessus de 500 °C. Les oxydes de métaux moins nobles ne peuvent libérer le métal pur que par réduction par un agent réducteur, comme le montre la *figure* 1



▶ *Figure 1 : diagramme d'Ellingham-Richardson. Variations, avec la température, de l'affinité de différents éléments pour l'oxygène (pression standard : 1 atm).*

représentant les variations, avec la température, de l'affinité standard A_T° des différents métaux pour l'oxygène (diagramme d'Ellingham-Richardson). Cet agent réducteur peut être le carbone, le monoxyde de carbone, l'hydrogène ou, dans certains cas, un autre métal qui présente une plus grande affinité pour l'oxygène. C, CO et H_2 sont les agents réducteurs dont l'intérêt industriel et économique est le plus grand, car ils peuvent être produits à partir de matières premières telles que la houille, le pétrole et le gaz naturel.

● *Réduction des oxydes libres par C et CO*

Comme pour toute réaction métallurgique, la réduction par le carbone ou le monoxyde de carbone est régie par un équilibre chimique et par une cinétique de réaction. A partir des données thermodynamiques, l'affinité standard

$$A_T^\circ = -\Delta G_T^\circ = T\Delta S_T^\circ - \Delta H_T^\circ$$

et la constante d'équilibre

$K = \exp \frac{A_T^\circ}{RT}$ peuvent être calculées pour toutes les réactions du type :

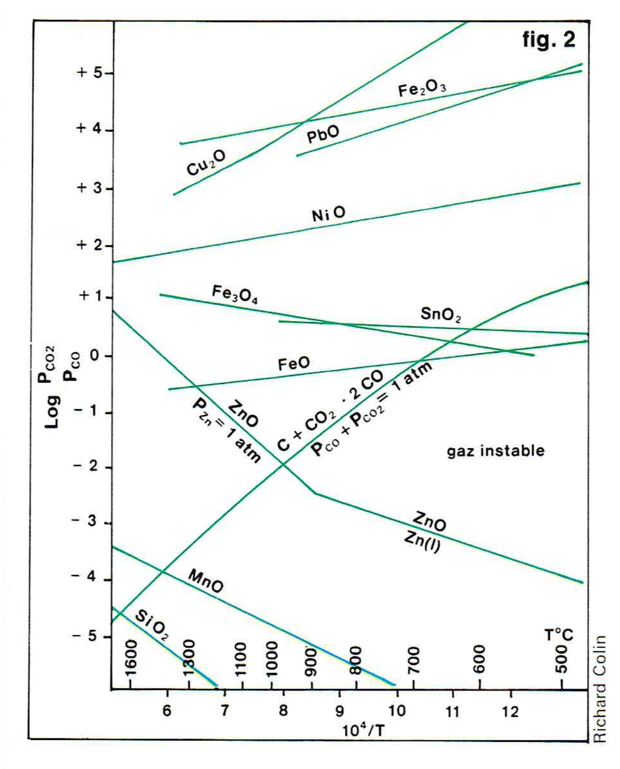
$$MO + CO \rightleftarrows M + CO_2.$$

La *figure* 2 représente le rapport des pressions partielles d'équilibre $\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}}$ pour quelques systèmes métal-oxyde métalliques. Tant que le métal et l'oxyde coexistent sous la forme de phases condensées avec une activité égale ou proche de l'unité (phases pures), le rapport des pressions partielles $\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}}$ a une valeur bien définie à une température donnée : il varie de 10^5 pour la réduction de Cu_2O en Cu ou de Fe_2O_3 en Fe_3O_4 à des valeurs inférieures ou égales à 10^{-5} pour la réduction de MnO ou de SiO_2. La réduction de l'oxyde de zinc ZnO représente un cas particulier : à basse température, ZnO est réduit en Zn liquide, et $\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}}$ ne dépend que de la température. A température plus élevée, la réduction conduit à du zinc vapeur et, dans ce cas, $\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}} = \frac{K}{P_{Zn}}$ où K est la constante d'équilibre de la réaction de réduction :

$$ZnO\ (s) + CO\ (g) \rightleftarrows Zn\ (g) + CO_2\ (g)$$

et P_{Zn}, la pression partielle de zinc.

K ne dépend que de la température, mais P_{Zn} peut prendre toute une série de valeurs. Sur la *figure* 2, $\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}}$ est porté en fonction de $\frac{1}{T}$ pour $P_{Zn} = 1$ atm. Pour $P_{Zn} < 1$ atm, la courbe $\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}}$ est déplacée vers le haut; inversement, elle est déplacée vers le bas pour $P_{Zn} > 1$ atm. La réduction de ZnO par CO est donc plus facile lorsque la pression partielle de zinc est maintenue à des valeurs inférieures à 1 atm (procédé New Jersey).



◀ ***Figure 2 : rapport d'équilibre $\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}}$ en fonction de l'inverse de la température pour la réduction de différents oxydes métalliques.***

Sur la *figure* 2 est représenté également, pour une pression totale $P_{CO} + P_{CO_2} = 1$ atm, le rapport des pressions partielles $\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}}$ relatif à l'équilibre de Boudouard

$$C + CO_2 \rightleftarrows 2\ CO.$$

Dans ce cas, le rapport $\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}} = \frac{P_{CO}}{K}$ est une fonction de la température et de la pression totale. Selon que les pressions totales seront supérieures ou inférieures à 1 atm, la courbe $\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}}$ se placera au-dessus ou au-dessous de celle qui est relative à $P_{CO} + P_{CO_2} = 1$ atm. Dans le cas de la réduction des oxydes métalliques par CO, en l'absence de carbone solide, on n'a pas à tenir compte de la réaction de Boudouard : la réduction de l'oxyde intervient dès que le rapport $\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}}$ de l'atmosphère devient inférieur à la valeur définie par la courbe d'équilibre. C'est ainsi que les oxydes de cuivre, de plomb et de nickel seront réduits pour des valeurs de $\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}}$ comprises entre 10^5 et 10^2, c'est-à-dire pour de faibles proportions de CO. Cela signifie que si, initialement, du CO pur est utilisé, il sera presque entièrement transformé en CO_2 avant que la réaction de réduction soit terminée. On remarquera que les oxydes de manganèse et de silicium nécessitent une atmosphère réductrice exempte de toute trace de CO_2 : par conséquent, si, initialement, du CO pur est utilisé, la réaction de réduction s'arrêtera dès que du CO_2 sera formé. Autrement dit, la réduction des oxydes de chrome, de manganèse et de silicium par du CO gazeux est, en pratique, impossible.

En revanche, si du carbone solide est présent dans le milieu réactionnel, les deux équilibres

(a) $\quad MO + CO \rightleftarrows M + CO_2 \quad$ et

(b) $\quad C + CO_2 \rightleftarrows 2\ CO$

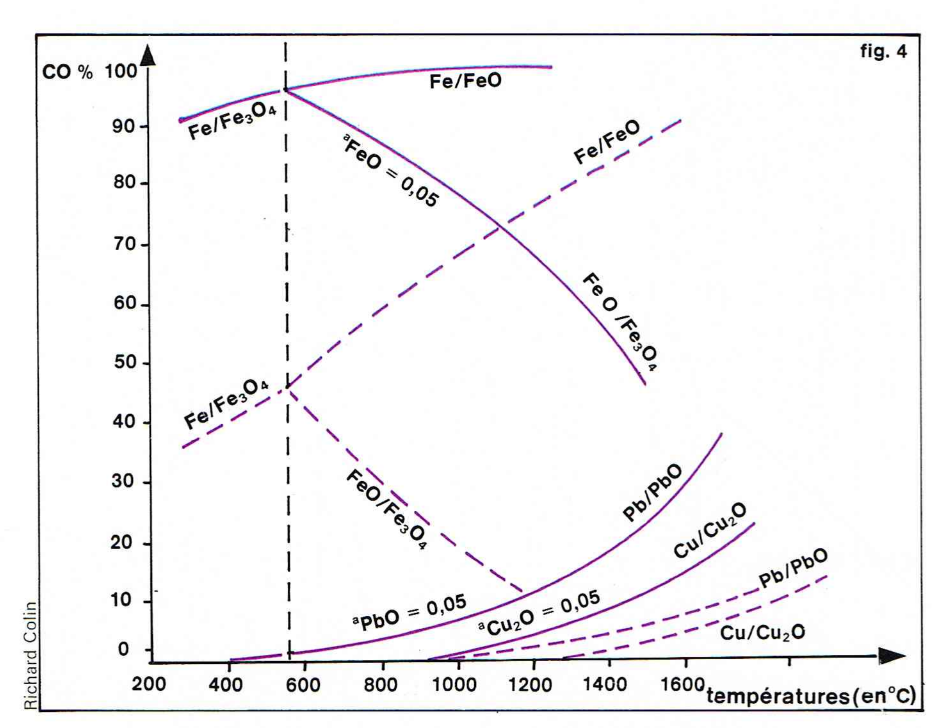
interviennent simultanément. MO, M et C seront en équilibre à la température où les courbes $\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}}$ relatives à ces deux réactions se coupent. Par exemple, SnO_2, Sn et C peuvent être en équilibre avec une atmosphère

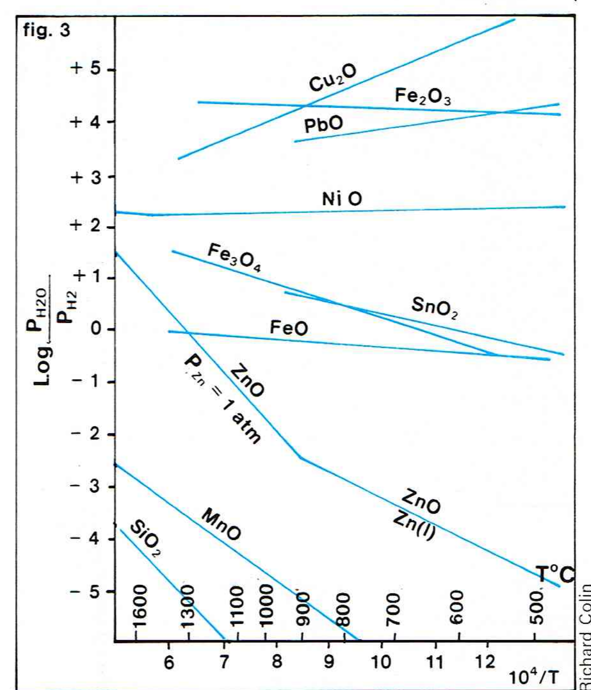
$$P_{CO} + P_{CO_2} = 1\ \text{atm}$$

à environ 610 °C. Donc, SnO_2 peut être réduit par le carbone à toute température supérieure à 610 °C. De même, Fe_3O_4 sera réduit en FeO au-dessus de 650 °C et FeO en fer au-dessus de 700 °C. Remarquons qu'il est en général incorrect de parler de réduction par le carbone selon la réaction $MO + C \rightleftarrows M + CO$, sauf dans le cas de la réduction des oxydes les plus stables pour lesquels la pression partielle d'équilibre P_{CO_2} est extrêmement faible. La *figure* 2 montre que, pour les oxydes des métaux plus nobles (NiO...), les courbes $\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}}$ relatives aux équilibres **(a)** et **(b)** ne se rencontrent pas, même à basse température. Dans ce cas, la température de réduction et la composition du gaz sont déterminées par des considérations cinétiques. En général, la réduction des oxydes métalliques nécessite au moins une température de 500 °C. L'enthalpie standard ΔH_T° des différentes réactions du type **(a)** peut être déduite des pentes des courbes $\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}}$ (*fig.* 2) par la relation de Van't Hoff :

$$\frac{d \ln K}{d\left(\frac{1}{T}\right)} = -\frac{\Delta H_T^\circ}{R} = \frac{d\,(P_{CO_2}/P_{CO})}{d\left(\frac{1}{T}\right)}$$

On voit que la réduction par CO des oxydes de métaux relativement nobles est exothermique (ΔH_T° négatif), alors qu'elle devient de plus en plus endothermique (ΔH_T° positif) lorsque les oxydes appartiennent à des métaux





▲ ***Figure 4 :** courbes d'oxydoréduction de quelques oxydes métalliques en équilibre avec le mélange CO-CO₂ ; - - - : l'oxyde est libre ; — : l'oxyde est en solution ($a_{MO} = 0,05$).*
***Figure 3 :** rapport d'équilibre $\frac{P_{H_2O}}{P_{H_2}}$ en fonction de l'inverse de la température pour la réduction de différents oxydes métalliques.*

de moins en moins nobles. La réaction entre C et CO_2 pour former du CO (réaction de Boudouard) est, elle aussi, fortement endothermique. Par conséquent, la réduction des oxydes stables nécessite non seulement une température élevée, mais aussi un apport important de chaleur à cette température. Sur le plan pratique, cela signifie que la dépense d'énergie augmente considérablement avec la stabilité de l'oxyde.

● *Réduction des oxydes libres par l'hydrogène*

L'hydrogène présente moins d'intérêt que le carbone et le monoxyde de carbone dans la réduction des oxydes métalliques ; cependant, il peut être utilisé dans certaines conditions particulières. Le rapport des pressions partielles d'équilibre $\frac{P_{H_2O}}{P_{H_2}}$ en fonction de l'inverse de la température est représenté *figure* 3 pour la réduction de quelques oxydes métalliques importants. Les courbes ont une allure analogue à celles relatives à la réduction par CO et sont disposées de manière identique les unes par rapport aux autres.

Cependant, la réaction $H_2 + \frac{1}{2} O_2 \rightleftarrows H_2O$ (*g*) étant moins exothermique que la réaction $CO + \frac{1}{2} O_2 \rightleftarrows CO_2$, la réduction d'un oxyde métallique MO par H_2 sera moins exothermique que par CO ; cela est visible sur la pente des courbes *figures* 2 *et* 3. Il en résulte que l'hydrogène est un réducteur plus efficace que le monoxyde de carbone à température élevée et, au contraire, moins efficace à basse température. Si la réduction a lieu en présence de CO et de H_2O, la réaction se fera de manière que l'équilibre du gaz à l'eau, $CO + H_2O \rightleftarrows CO_2 + H_2$, soit satisfait. Cet équilibre est déplacé vers la droite à basse température, ce qui est une autre façon d'exprimer que le monoxyde de carbone est un meilleur réducteur que l'hydrogène à basse température.

● *Réduction métallothermique des oxydes libres*

Dans certains cas, un oxyde métallique sera réduit par un autre métal dont l'affinité pour l'oxygène est plus élevée : sur la *figure* 1, tout métal M dont la courbe d'affinité pour l'oxygène est placée au-dessus de celle qui est relative à un autre métal M′ peut jouer le rôle de réducteur vis-à-vis de l'oxyde M′O de ce dernier. Les éléments les plus fréquemment utilisés en métallothermie sont le silicium, l'aluminium et le magnésium. Remarquons qu'en général les réactions de réduction métallothermique sont incomplètes : un équilibre s'établit dans lequel une partie du métal réducteur et une certaine quantité de l'oxyde métallique coexistent. Leur proportion dépend beaucoup des différentes affinités pour l'oxygène de l'agent réducteur et du métal en question. Les réactions de réduction métallothermique sont habituellement exothermiques, et ce d'autant plus que l'agent réducteur est plus efficace. Dans certains cas, par exemple pour la réduction aluminothermique de Cr_2O_3 ou de FeO, la chaleur de réduction suffit à échauffer le mélange réactionnel depuis la température ordinaire jusqu'à plus de 2 000 °C et à fondre ainsi complètement les produits de la réaction. Dans ces conditions, ces réactions peuvent être conduites sans apport extérieur de chaleur.

● *Réduction des oxydes dissous ou combinés*

Considérons le cas de la réduction par le monoxyde de carbone :

$$MO + CO \rightleftarrows M + CO_2$$

Contrairement à ce que nous avons vu précédemment, l'oxyde MO n'est plus à l'état pur et possède une activité $a_{MO} \neq 1$.

A l'équilibre, $\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}} = K(T) \cdot a_{MO}$; comme $a_{MO} < 1$, on voit que la réduction est plus difficile lorsque l'oxyde est en solution dans une scorie fondue (laitier) ou dans un métal fondu, ou lorsqu'il est entré en solution solide ou dans une phase mixte. A titre d'exemple, la *figure* 4 permet de comparer les courbes d'équilibre obtenues lorsque l'oxyde est pur à celles qui sont valables lorsque l'oxyde, en solution, possède une activité $a_{MO} = 0,05$. Souvent la réduction d'un oxyde dissous ou combiné n'est pas sélective, et si le métal obtenu est fondu, il peut dissoudre certaines impuretés qui, elles aussi, ont été réduites de leurs oxydes. C'est ainsi que l'acier contient du manganèse, du silicium, du phosphore, du soufre, notamment.

Réduction des halogénures métalliques

Les procédés d'extraction à partir des halogénures ont rendu possible la préparation de certains métaux parmi les plus rares, utilisés, en particulier, dans l'industrie nucléaire : c'est le cas, par exemple, de l'uranium, du béryllium, du niobium, du zirconium, du titane. Plusieurs de ces métaux ne peuvent pas être réduits par le carbone, car il se formerait immédiatement un carbure. L'utilisation d'autres halogénures est possible, mais le prix élevé des halogènes et de leur régénération dans les procédés d'extraction fait qu'à l'exception de la production électrolytique de l'aluminium et du magnésium, la métallurgie des halogénures ne s'est pas étendue à l'élaboration des métaux courants.

Les halogénures métalliques sont facilement préparés par plusieurs méthodes, mais l'halogène seul est habituellement incapable de réduire les oxydes. Les chlorures sont formés par grillage des oxydes dans un courant de chlore en présence de carbone ou d'hydrogène. Parfois, l'oxyde est préréduit en métal, ou en carbure, qui est ensuite

grillé dans un courant de chlore. Le diagramme d'Ellingham fait apparaître que la plupart des chlorures métalliques les plus courants sont stables jusqu'à des températures relativement élevées; ils ne peuvent alors pas être facilement décomposés thermiquement.

$TaCl_5$ et $NbCl_5$ ne se décomposent qu'à 2 000 °C environ, sous pression réduite (procédé Van Arkel) : ce n'est donc pas la méthode courante utilisée pour leur réduction. En revanche, certains iodures, en particulier ceux de titane et de zirconium, se décomposent aisément sous vide, ce qui fournit un moyen efficace de préparation de ces métaux dans un état de pureté élevée. Certains chlorures peuvent être réduits par l'hydrogène, à condition qu'un rapport élevé $\frac{P_{H_2}}{P_{HCl}}$ puisse être maintenu à haute température, mais, souvent, il faut recourir à la métallothermie grâce à l'utilisation de l'aluminium, du magnésium et du calcium. C'est ainsi que sont préparés le titane, le zirconium et le hafnium suivant la réaction $MCl_4 + 2\ Mg \rightarrow 2\ MgCl_2 + M$ (procédé Kroll); l'éponge du métal M doit être ensuite purifiée : on la sépare du magnésium et du chlorure de magnésium qu'elle renferme par distillation sous vide, puis on la refond dans un four à arc.

Lors de l'élaboration de l'uranium, c'est le calcium qui agit sur le fluorure : $UF_4 + 2\ Ca \rightarrow 2\ CaF_2 + U$. La chaleur de cette réaction ($\Delta H = -84\ 000$ cal) est suffisante pour que CaF_2 et U soient fondus. Ces phases se séparent alors par gravité.

Signalons que la stabilité de certains chlorures est telle (magnésium, calcium, sodium, lanthane, entre autres) qu'ils ne peuvent être réduits que par électrolyse ignée.

Extraction du métal de mattes fondues

Elle constitue un exemple de préparation du métal directement à partir de ses minerais sulfurés. Les mattes sont, en effet, des solutions de sulfures métalliques possédant une bonne conductibilité électrique, ce qui laisse penser que leur structure est ionique ou partiellement métallique. Elles fondent à des températures plus faibles que les scories, sont plus denses que ces dernières et sont insolubles à la fois dans la phase scorie et dans la phase métallique. Les mattes cuivre-fer et nickel-cuivre sont de loin les plus importantes commercialement dans le cas de l'extraction du cuivre et du nickel.

Le principe de la métallurgie du cuivre est le suivant : après concentration, le minerai sulfuré subit un grillage partiel au cours duquel la pyrite FeS_2, généralement présente dans le minerai (chalcopyrite), est transformée en FeS avec libération de soufre qui s'oxyde le premier sous forme de SO_2 (synthèse de l'acide sulfurique). Le fer, ayant une plus grande affinité pour l'oxygène que le cuivre, s'oxyde pratiquement seul. Le produit grillé (calcine) est donc formé essentiellement de FeO, Cu_2S, FeS, de la gangue et d'un peu de Cu_2O. La phase suivante est la fusion de la matte : chauffée au-dessus de 1 100 °C, la calcine fond. A cette température, l'affinité du cuivre pour le soufre étant plus grande que celle du fer, il en résulte une réaction d'échange entre les oxydes de fer et de cuivre qui, avec la gangue, participent à la formation de la scorie, et les sulfures qui constituent la matte; cette réaction d'échange peut s'écrire :

$$(Cu_2O)_{scorie} + (FeS)_{matte} \rightleftarrows (Cu_2S)_{matte} + (FeO)_{scorie}$$

La constante de cet équilibre est de l'ordre de 4 000 à 1 200 °C, ce qui signifie que la majeure partie du cuivre se trouve sous forme de Cu_2S dans la matte, et la majeure partie du fer sous forme de FeO dans la scorie qui surnage. Le succès du procédé réside surtout dans un parfait contrôle du grillage partiel et de la fluidité de la scorie qui doit permettre une bonne séparation de la matte. La température de fusion de la matte doit donc être, elle aussi, bien contrôlée. Cette fusion peut se faire dans un four à cuve (minerai en morceaux) ou à réverbère (minerai pulvérulent concentré par flottation).

Enfin, la dernière phase conduit au cuivre brut après convertissage de la matte : ce dernier consiste en une oxydation de la matte qui, par grillage partiel accompagné de fusion scorifiante, élimine le fer sous forme d'oxyde dans la scorie suivie de la transformation de Cu_2S en cuivre par grillage et réaction : $Cu_2S + \frac{3}{2} O_2 \rightarrow Cu_2O + SO_2$ et $2\ Cu_2O + Cu_2S \rightarrow SO_2 + 6\ Cu$, soit globalement : $Cu_2S + O_2 \rightarrow 2\ Cu + SO_2$. Le cuivre brut doit enfin être purifié (affinage oxydant ou électrolytique).


Sté métallurgique Le Nickel - S.L.N.

▲ ***Une coulée de nickel à l'usine de Doniambo (Nouvelle-Calédonie).***

Dans le cas de l'extraction du nickel, on procède également à une fusion pour matte; cependant, on ne peut pas, partant de la matte, aller jusqu'au métal comme pour le cuivre, car le sulfure de nickel ne réagit pas sur l'oxyde dans les conditions de l'opération : on doit donc opérer par grillage et réduction.

Extraction hydrométallurgique

D'un intérêt particulier dans le cas des minerais pauvres, l'hydrométallurgie met en jeu un liquide : eau, solutions acides, basiques... Il faut toutefois considérer à part l'électrolyse par voie humide qui fait l'objet du prochain paragraphe. On notera d'ores et déjà que les métallurgies intéressées utilisent souvent des opérations pyro- et hydrométallurgiques. Il faut distinguer principalement l'extraction par dissolution et précipitation et l'extraction par solvants organiques ou résines échangeurs d'ions.

Dissolution

La *dissolution,* qui a trait au minerai lui-même ou à un produit de transformation *(grillage oxydant partiel des sulfates en sulfates solubilisables)*, peut être simple ou combinée à une oxydation. Deux exemples du premier type sont fournis par la dissolution de l'oxyde cuivrique CuO dans l'acide ou l'ammoniac suivant la réaction :

$$CuO + 2\ H^+ \rightleftarrows Cu^{2+} + H_2O$$

ou $$CuO + 2\ H^+ + 4\ NH_3 \rightleftarrows Cu\ (NH_3)_4^{2+} + H_2O$$

et par la dissolution des mattes grillées de cuivre-nickel dans H_2SO_4. Dans ce cas, l'oxyde de cuivre se dissolvant beaucoup plus vite que l'oxyde de nickel, la dissolution devient sélective, ce qui rend la séparation possible. Un exemple du deuxième type est donné par la dissolution de l'oxyde ou du sulfure de cuivre dans l'acide suivant la réaction :

$$2\ Cu_2O + 8\ H^+ + O_2 \rightleftarrows 4\ Cu^{2+} + 4\ H_2O$$

ou $$2\ Cu_2S + 4\ H^+ + 5\ O_2 \rightleftarrows 4\ Cu^{2+} + 2\ SO_4^{2-} + 2\ H_2O.$$

Aux fortes concentrations en ions, ce qui correspond aux conditions industrielles, la vitesse de réaction est augmentée par une élévation de la pression d'oxygène (procédés de dissolution sous pression) ou par la présence d'ions Fe^{2+} dans la solution. Au contact de l'air, Fe^{2+} est oxydé en Fe^{3+} qui joue alors le rôle d'un agent oxydant sur le sulfure de cuivre. Un phénomène intéressant est que l'oxydation de Fe^{2+} semble être facilitée par la présence de certaines bactéries. L'expérience a montré, en effet, que la vitesse de dissolution des sulfures peut être multipliée par un facteur 10 ou 100 en présence de bactéries provenant des eaux de la mine. Des recherches sont faites

actuellement pour apprendre à utiliser ces « travailleurs silencieux » en hydrométallurgie.

Précipitation

La *précipitation* à partir de solutions aqueuses est souvent, elle aussi, tributaire de phénomènes cinétiques. Elle peut être une précipitation d'hydroxydes par modification du pH sans changement du potentiel oxygène P_{O_2} — cas de la précipitation de Mg $(OH)_2$ à partir de l'eau de mer par action de Ca $(OH)_2$ —, une précipitation de composés insolubles ou de sels par action de certains agents chimiques ou par refroidissement — cas de la précipitation de CuS à partir d'une solution de Cu^{2+} par action de H_2S — ou une précipitation par réduction ou oxydation — précipitation de Fe $(OH)_3$ par oxydation d'une solution de Fe^{2+} ou de cuivre par réduction de Cu^{2+} par le fer ou l'hydrogène. Dans le cas où la précipitation est homogène (la réaction a lieu entre des espèces dissoutes), la germination du précipité peut contrôler la vitesse de réaction qui est alors augmentée par l'addition de faibles quantités du composé désiré (ensemencement) ; un exemple typique est donné par le procédé Bayer de préparation de l'alumine pure à partir de la bauxite traitée par la soude chaude sous pression. L'aluminium est solubilisé sous la forme d'un aluminate de sodium $AlO_2^-Na^+$ qui est hydrolysé en Al $(OH)_3$ par addition d'une faible quantité d'alumine servant à amorcer la réaction. L'alumine hydratée est séchée, puis calcinée à 1 200 °C, pour donner l'alumine non hygroscopique, qui est ensuite mise en solution dans la cryolithe fondue, puis électrolysée.

Extraction par solvants organiques

Certains ions métalliques complexes sont très solubles dans les solvants organiques (éthers, esters, cétones, amines), et leur solubilité est parfois très sélective, ce qui rend possible la séparation entre les différents métaux. L'utilisation de solvants a trouvé une application intéressante dans le cas de l'extraction de l'uranium à partir de minerais pauvres ou de la séparation, par ailleurs difficile, du zirconium, du hafnium ou de certaines terres rares. La dissolution acide (H_2SO_4 dilué), dans des conditions oxydantes, des minerais d'uranium conduit à la formation de l'ion uranyle UO_2^{2+} qui est plus ou moins complexé suivant l'équilibre :

$$UO_2^{2+} + nSO_4^{2-} \rightleftarrows UO_2\,(SO_4)_n^{2-2n}$$

$n = 1$, 2 ou 3 ; pour $n \geqslant 2$, $UO_2\,(SO_4)_n^{2-2n}$ est un anion.

Par action d'une alkylamine, seul l'ion sulfate entre en solution, et l'équilibre ci-dessus est déplacé vers la droite. Le coefficient de partage, rapport de la concentration de l'uranium dans le solvant et dans la phase aqueuse, peut être de l'ordre de 100. L'uranium est alors extrait du solvant, qui est ensuite recyclé.

Extraction par résines échangeurs d'ions

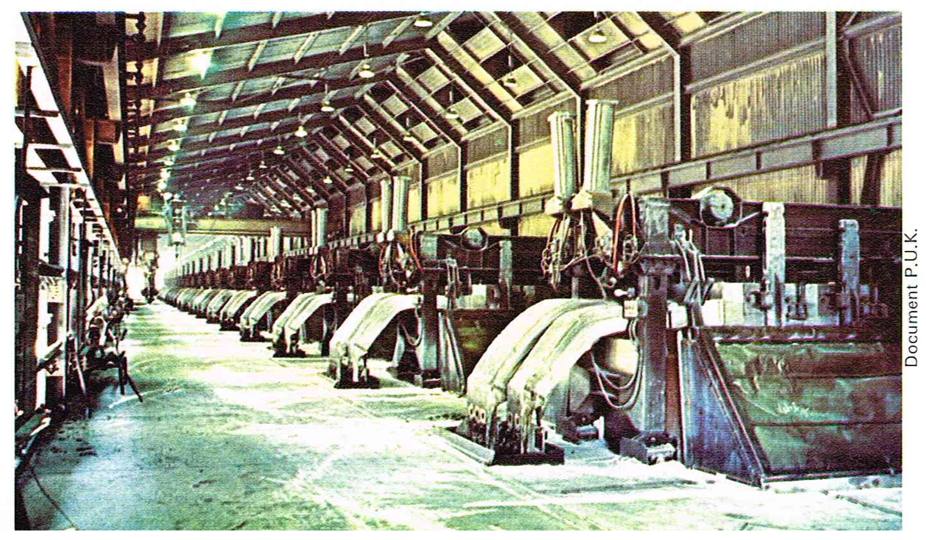
Ce sont des résines organiques dans lesquelles certains ions (anions ou cations), faiblement liés, peuvent s'échanger avec les ions de la solution aqueuse contenant le métal intéressant. Ainsi, pour l'absorption de l'anion sulfate d'uranyle, l'équilibre suivant s'établit :

$$4\,R^+X^- + UO_2\,(SO_4)_3^{4-} \rightleftarrows (R^+)_4\,UO_2\,(SO_4)_3^{4-} + 4\,X^-$$

R^+ : cation de la résine ; X^- : anion (Cl^-, NO_3^-...).

Lorsque tous les sites d'échange disponibles de la résine sont occupés par les ions complexes métalliques, celle-ci est lavée par une solution concentrée d'ions X^-, ce qui libère les ions métalliques et régénère la résine.

▼ ***Hall d'électrolyse de l'alumine.***



Document P.U.K.

Extraction électrométallurgique

Outre la purification des métaux (affinage électrolytique avec anode soluble), la préparation de métaux ultra-purs (Zn, Cr...) et la récupération de métaux coûteux à partir de solutions diluées, l'électrolyse est réservée à la préparation de métaux réactifs (Al, Mg...) qui ne peuvent pas être obtenus autrement. Dans ce cas, l'anode est inattaquable dans l'électrolyte (anode insoluble), qui est soit une solution aqueuse, soit un mélange de sels fondus (électrolyse ignée). Le métal dissous dans cet électrolyte se dépose sur la cathode, dans certaines conditions que nous allons préciser, suivant la réaction : $M^{n+} + ne^- \rightarrow M^\circ$.

La tension à appliquer aux bornes de la cellule à électrolyse peut se décomposer en cinq termes.

1 — **La différence de potentiel** E_R relative à la réaction globale qui intervient au cours de l'électrolyse et qui est égale à la différence des potentiels d'électrodes anodique (E_a) et cathodique (E_c). Ces derniers peuvent être déterminés grâce à la formule de Nernst :

$$E = E_0 + \frac{RT}{nF} \ln a$$

qui donne la différence de potentiel existant à l'équilibre entre le métal M et la solution d'un de ses sels comportant l'ion M^{n+} d'activité a. Lorsque $a = 1$, $E = E_0$: potentiel électrochimique normal qui est repéré par rapport au potentiel-étalon H/H$^+$ pris comme zéro et peut être évalué à partir de l'affinité standard de la réaction intervenant à l'électrode considérée par la relation : $E_0 = \frac{A_0}{nF}$ où n est le nombre de charges portées par l'ion, et F le faraday (96 560 coulombs). Notons que les potentiels électrochimiques normaux des métaux très électropositifs (alcalins et alcalino-terreux) sont de l'ordre de — 2 volts, ceux des métaux de transition de l'ordre de — 1 à — 0,3 volt, et ceux des métaux plus nobles ou faiblement électropositifs (Pb, Cu, Ag), de l'ordre de — 0,1 à + 0,3 volt.

La concentration des ions en solution agissant sur les potentiels d'équilibre, il en résulte que l'électrolyse n'est pas sélective : pour un même potentiel cathodique, plusieurs ions peuvent se décharger selon leur concentration, et souvent les électrolytes seront purifiés avant et pendant l'électrolyse afin d'assurer une bonne pureté du métal ; en effet, tous les métaux qui, dans les conditions de concentration de leurs ions en solution, ont un potentiel de dépôt inférieur à celui des ions H^+ (donc de l'hydrogène, $E_{H^+} = 0 - \frac{RT}{nF}\,pH$), ne peuvent théoriquement pas être électrolysés. Fort heureusement, grâce à des phénomènes de polarisation des électrodes, il n'en est pas toujours ainsi.

2 et 3 — **Surtensions anodique et cathodique.** En ce qui concerne l'hydrogène, il existe une importante surtension cathodique ST_c due à la difficulté de la réaction $2\,H^+ + 2\,e^- \rightarrow H_2$ qui dépend de la nature du métal constituant la cathode. C'est ainsi qu'on peut néanmoins envisager le dépôt des métaux en solution aqueuse jusqu'à un potentiel électrochimique de — 1 V (Mn) : c'est le cas, par exemple, du fer, du cobalt, du nickel, du cadmium, du zinc. Un cas exceptionnel est fourni par l'électrolyse du sodium à partir de solutions aqueuses sur cathode de mercure : la surtension cathodique très élevée de l'hydrogène et l'activité très faible du sodium en solution diluée dans le mercure permettent la formation d'un amalgame à partir duquel le sodium est extrait. Cette technique est d'ailleurs applicable à d'autres métaux.

Concernant l'oxygène, il existe également une importante surtension due à la difficulté de la réaction

$$OH^- \rightarrow \frac{1}{2}\,O_2 + H^+ + 2\,e^-.$$

Ainsi, dans le cas de l'électrolyse d'une solution normale de sulfate de cuivre, $E_a = 1{,}80$ V au lieu de 0,81 V. Cette surtension anodique de l'oxygène peut être atténuée par agitation du bain, par l'utilisation d'un catalyseur ou d'un agent réducteur.

4 — **Tension** E_Ω due à la résistance ohmique de l'électrolyte. On cherchera à la rendre minimale par un bon ajustement de la composition de l'électrolyte et par une bonne conception de l'électrolyseur.

5 — **Tension de contact** E_K au niveau des électrodes et des liaisons entre les électrodes.

Dans ces conditions, la tension d'électrolyse requise sera :

$$E_{\text{électrolyse}} = (E_a + ST_a) - (E_c + ST_c) + E_\Omega + E_K$$

Elle est en général nettement plus élevée que la tension théorique $E_R = E_a - E_c$ relative à la réaction électrochimique globale, parfois deux à trois fois plus grande. Par exemple, dans le cas de l'électrolyse du cuivre, elle sera d'environ 2 V, alors que $E_R = 0{,}47$ V ; elle sera de 5 V dans le cas de l'aluminium, alors que $E_R = 1{,}05$ V. Néanmoins, ces exemples montrent que les tensions d'électrolyse sont faibles (quelques volts). Les intensités devront donc être élevées si l'on veut que la quantité de métal déposé soit importante. Ainsi, l'électrolyse de l'aluminium nécessite environ 15 000 kWh/tonne. Le rendement en courant de l'électrolyse, défini par le rapport du poids de métal déposé à celui qui le serait si la loi de Faraday était suivie, est compris suivant les cas entre 0,60 et 0,95, car des réactions annexes interviennent ; par exemple, la redissolution de la cathode avec l'augmentation de la teneur en acide, le dépôt d'autres éléments et en particulier le dégagement d'hydrogène, des pertes électriques (courts-circuits anode-cathode lorsque des dendrites poussent sur cette dernière), des pertes à la terre, des pertes par échauffement (électrolyse ignée en particulier).

Lorsque le dépôt des métaux à partir de leurs solutions aqueuses est rendu impossible par la décharge des protons, on a alors recours à l'électrolyse ignée qui s'applique particulièrement bien aux bains de chlorures fondus (Mg et Ca). L'aluminium s'obtient par électrolyse d'une solution d'alumine dans la cryolithe fondue ; il se rassemble à la cathode, et l'oxygène se dégage à l'anode de graphite qui s'oxyde progressivement avec dégagement de CO_2 et de CO et doit être renouvelée (électrodes continues : procédé Söderberg).

Notons que la préparation des métaux par électrolyse ignée se heurte à des difficultés liées au choix de l'électrolyte qui doit présenter des caractéristiques électrochimique, thermique, électrique, de densité, chimique et économique convenables, au choix du matériau pour les électrodes et les cellules, et enfin à la protection du métal en cours d'électrolyse.

Principes de l'obtention du métal de pureté commerciale et du métal très pur (affinage et raffinage)

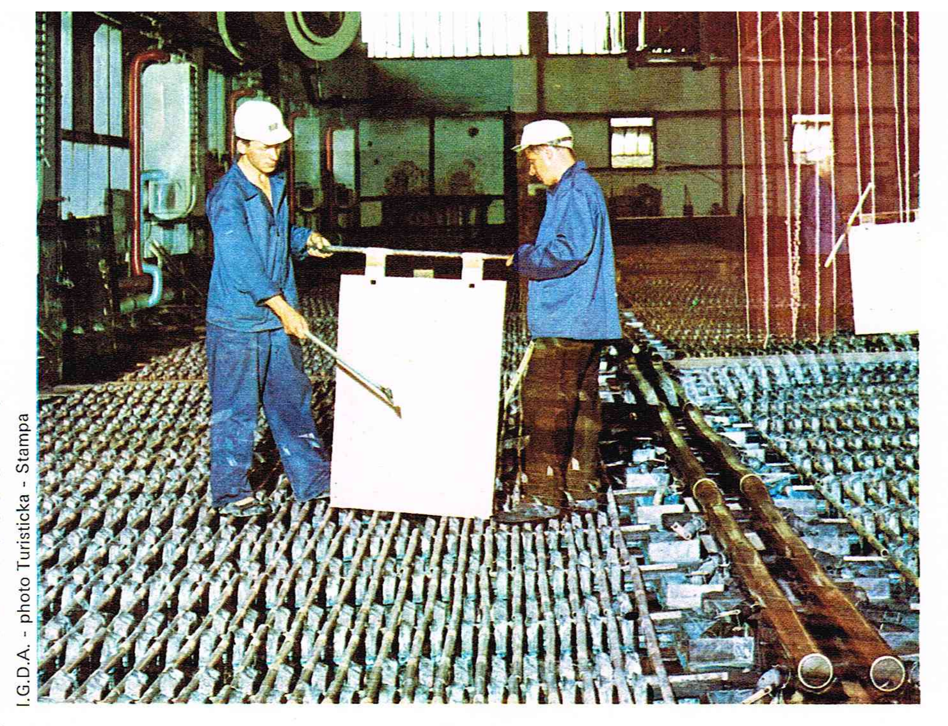
Les différents procédés d'extraction des métaux conduisent à des matériaux de pureté plus ou moins grande. Aussi doivent-ils être purifiés, soit parce qu'ils sont inutilisables même pour des usages courants, soit parce qu'ils sont destinés à des applications particulières dans les industries nucléaire, électronique, mécanique ou chimique, qui exigent, pour de hautes caractéristiques, une pureté élevée.

Les procédés de purification des métaux sont toujours fondés sur le principe que des éléments différents se répartissent différemment dans différentes phases et que ces phases peuvent être séparées physiquement. On peut alors distinguer les procédés de purification des métaux par séparation métal-scorie, par séparation métal-métal et par séparation métal-gaz, qui relèvent tous de la pyrométallurgie. Une place à part sera réservée à la purification par électrolyse et par décomposition d'un produit volatil.

Purification par séparation métal-scorie (ou laitier)

C'est la méthode la plus importante ; elle fait intervenir, le plus souvent, une réaction d'oxydation sélective des impuretés présentes dans le métal liquide et qui possèdent une affinité plus grande pour l'oxygène que le métal à purifier (affinage de la fonte et de l'acier, du plomb, du cuivre...). L'oxyde M'O de l'impureté M' à éliminer du métal M participe alors à l'équilibre $M' + MO \rightleftarrows M'O + M$, fonction de la température.

L'agent oxydant le plus courant est l'oxygène (ou l'air éventuellement suroxygéné), parfois un oxyde métallique ou la vapeur d'eau. Si les oxydes formés sont gazeux (C, S, As, Zn), ils s'éliminent facilement ; s'ils sont liquides



I.G.D.A. - photo Turisticka - Stampa

▲ *Traitement de purification du cuivre dans une usine yougoslave.*

(Si, Mn, P, Fe, Pb) ou solides (Al), ils sont généralement plus légers que le métal et se séparent par décantation. Cependant, ils sont souvent partiellement dissous dans le métal M, et il faut les amener à se rassembler dans une scorie surmontant le métal et présentant pour eux une forte affinité (scorification). Ainsi, un laitier basique à base de chaux permet l'élimination du phosphore de l'acier liquide sous la forme d'anhydride phosphorique P_2O_5. Inversement, un laitier acide pourra absorber les oxydes de fer FeO et MnO.

En réalité, le bain métallique contient plusieurs impuretés qui s'éliminent dans un certain ordre. Ainsi, lors de l'affinage de la fonte, le carbone s'élimine avant le phosphore. Il est évident que seules les impuretés moins nobles que le métal à purifier sont susceptibles d'être éliminées par oxydation ; c'est ainsi que le cuivre, le nickel, l'étain et l'antimoine ne pourront pas être éliminés de l'acier par les méthodes classiques.

L'élimination par oxydation d'une impureté ne peut jamais être tout à fait complète, et si l'on cherche qu'elle soit la plus poussée possible, elle entraîne l'oxydation du métal lui-même. Ainsi, lors de l'affinage de la fonte par l'oxygène, le carbone et l'oxygène dissous dans le bain métallique participent à l'équilibre : $C + O \rightleftarrows CO\ (g)$, la pression de CO formé étant proche d'une atmosphère, le produit de solubilité $a_C \times a_O = 0{,}002\,3$ à 1 600 °C. On voit qu'une teneur en carbone très faible ne peut être atteinte que si la teneur en oxygène du bain augmente. Les mêmes considérations s'appliquent à tous les autres cas : le cuivre, par exemple, présente une teneur élevée en oxyde Cu_2O lorsqu'il est débarrassé de son fer et de son zinc. L'agent d'affinage le plus efficace serait celui dont la solubilité dans le métal à purifier serait le plus faible.

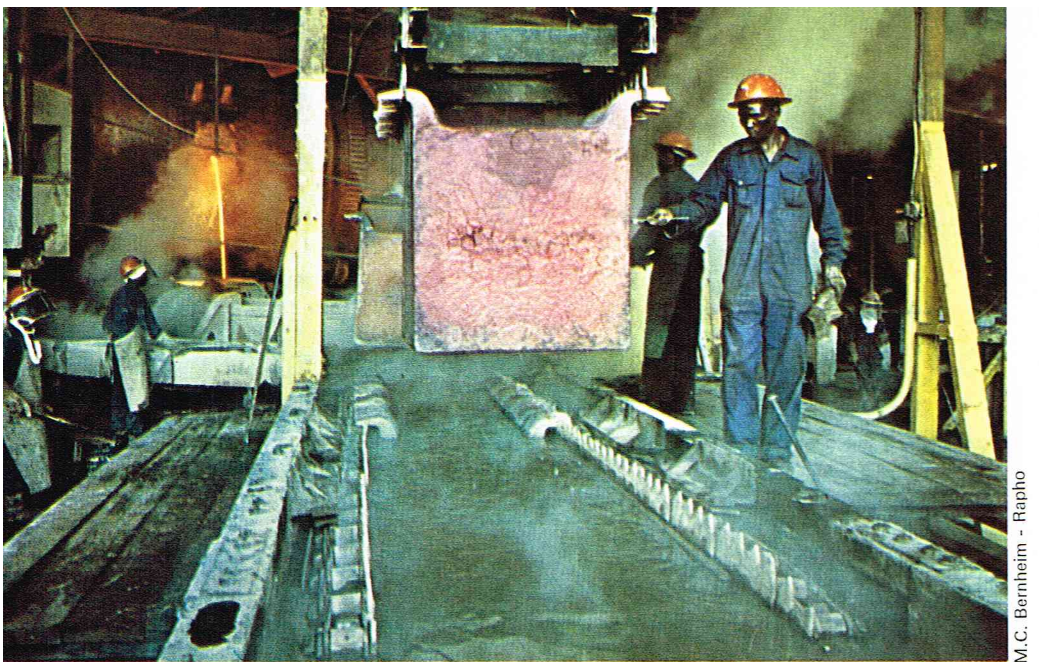
La solubilité de l'oxygène est habituellement faible, mais l'effet de l'oxygène sur les propriétés d'emploi des métaux est souvent très important. Il faut donc en général éliminer cet oxygène en excès avant la coulée du métal en employant un désoxydant puissant : Mn, Si et Al dans le cas de l'acier, alliage Cu-P ou perchage pour le cuivre. L'opération de *perchage* consiste à plonger des grumes de sapin vert dans le bain ; il se produit un bouillonnement dû au dégagement de vapeur d'eau, d'hydrogène et d'hydrocarbures qui réduisent en partie l'oxyde Cu_2O et se dissolvent partiellement dans le cuivre. On achève de désoxyder le bain en le saupoudrant avec du charbon de bois. Par brassage, les gaz dissous se dégagent.

Purification par séparation métal-métal

On peut distinguer la liquation, qui est une méthode d'affinage d'importance beaucoup moins grande que l'affinage par oxydation, et la fusion de zone, qui est une technique de raffinage utilisée pour la préparation des métaux de haute pureté.

Affinage par liquation

Fondé sur la forme du diagramme de solidification métal-impureté, il peut s'appliquer à plusieurs métaux fusibles pour lesquels les impuretés élèvent la température de fusion. En chauffant le métal impur à une température



▲ ***Une unité de raffinage électrolytique du cuivre en Zambie.***

légèrement supérieure à la température de fusion du métal pur, seul le métal purifié fond et peut être séparé de la phase impure. Cette technique s'applique en particulier à la purification du plomb, de l'étain et du zinc, qui peuvent contenir respectivement comme impureté principale : 0,05 % de cuivre, 0,1 % de fer et 0,5 % de plomb. Ces métaux liquatés sont alors utilisables pour de nombreuses applications. Signalons qu'une technique similaire peut être parfois utilisée dans le traitement des minerais pour éliminer un sulfure fusible de la gangue (Sb et Bi).

Raffinage par fusion de zone

Le principe de la purification par la technique de la zone fondue repose sur le partage du soluté (impureté) entre les phases liquide et solide en équilibre. Si le soluté élève le point de fusion du métal, il est plus soluble dans la phase solide que dans la phase liquide (le coefficient de partage k défini par le rapport des solubilités de l'impureté dans le solide et dans le liquide est supérieur à l'unité) ; si, au contraire, il abaisse le point de fusion du métal, il est plus soluble dans le liquide que dans le solide ($k < 1$). La technique de raffinage par fusion de zone consiste donc à déplacer lentement d'une extrémité à l'autre d'un barreau de métal impur, maintenu sous vide, sous hydrogène ou sous atmosphère neutre et chauffé par induction ou par faisceau électronique, une zone fondue d'un centimètre environ. En se déplaçant, la zone fondue entraîne vers la queue du barreau les impuretés avec $k < 1$; quant aux impuretés avec $k > 1$, elles se rassemblent en tête de barreau. Compte tenu de la lenteur des phénomènes de diffusion et parfois aussi des faibles écarts à l'unité des coefficients de partage relatifs à certaines impuretés, plusieurs passages pratiqués toujours dans le même sens sont nécessaires. Après chutage des extrémités du barreau, il est possible de cette façon d'obtenir un métal extrêmement pur dont le total des impuretés est inférieur à 1 p. p. m. (partie par million). Coûteuse à grande échelle, la technique de la zone fondue est cependant la plus efficace des techniques de raffinage.

Purification par séparation métal-gaz

Outre la distillation et la sublimation, qui sont des méthodes de raffinage, il faut mentionner les techniques modernes de la métallurgie sous vide qui sont utilisées à la fois pour l'affinage et pour le raffinage des métaux.

Distillation et sublimation

La pression de vapeur p (mm Hg) d'un métal pouvant se mettre sous la forme approximative

$$\log p = \frac{-L}{2,303\ RT} + \text{cte},$$

où L est la chaleur latente d'évaporation du liquide ou de sublimation du solide concerné, il apparaît que les techniques de distillation ou de sublimation s'adresseront de préférence aux métaux les plus volatils : les métaux courants présentant les températures d'ébullition les plus faibles sont, à la pression atmosphérique, Hg (357 °C), Cd (765 °C), Zn (905 °C), Mg (1 107 °C). Ainsi la sublimation, sous pression réduite (0,1 mm Hg), du magnésium (à 600 °C) et du calcium (à 800 °C) extraits par électrolyse permet d'obtenir respectivement des métaux à 99,99 et 99,3 % de pureté. La distillation est couramment employée pour la purification du mercure, et parfois aussi pour la purification du zinc (Pb, Cd, In) obtenu par réduction de l'oxyde ZnO. On obtient ainsi du zinc titrant mieux que 99,99 %.

Métallurgie sous vide

Parmi les procédés de purification sous vide, la désoxydation et le dégazage de l'acier liquide sont d'un intérêt particulier. Le carbone, sous une pression de CO de 1 atm, est un désoxydant d'une efficacité assez faible ; par contre, sous pression réduite, la réaction $C + O \rightleftarrows CO\ (g)$ est déplacée vers la droite, et pour $P_{CO} = 10^{-3}$ atm, le produit de solubilité $a_C \times a_O = 2 \cdot 10^{-6}$: le carbone devient alors un meilleur désoxydant que l'aluminium.

En pratique, le produit de solubilité est supérieur à la valeur théorique, surtout pour des raisons cinétiques : on cherchera donc toujours, dans les problèmes de désoxydation et de dégazage, à augmenter la surface libre du métal à partir de laquelle, seule, les gaz peuvent s'échapper. Plusieurs méthodes se sont développées dans ce sens. Dans tous les procédés, une pression de l'ordre de 1 mm Hg est utilisée. C'est ainsi qu'il est possible d'envisager, dans le cas de l'acier, la désulfuration sous vide en présence de silicium ou l'élimination du cuivre, du zinc et du manganèse. En particulier pour le cuivre, la métallurgie sous vide est pratiquement la seule méthode possible. L'étain, qui est un élément indésirable dans l'acier, peut, lui aussi, être éliminé sous vide sous la forme d'un sulfure volatil. Enfin, la métallurgie sous vide utilisant le fait que la réaction entre un carbure et un oxyde est favorisée par une faible pression, a trouvé une application intéressante dans la préparation des ferro-alliages à bas carbone (réduction sous vide) et dans la purification de certains métaux rares (V, Nb...).

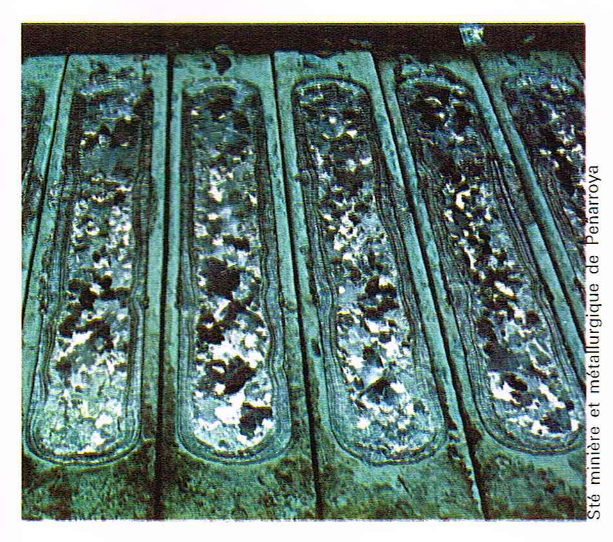
Purification par électrolyse

C'est un procédé de raffinage en solutions aqueuses ou en bains de sels fondus dont le principe est le même que celui rappelé lors de l'étude de l'extraction électrométallurgique, avec la différence fondamentale qu'il est fondé sur la technique de l'anode soluble. Dans la cellule à électrolyse, l'anode est constituée du métal impur, et la cathode, du métal pur ; le bain est une solution d'un sel de ce métal, le métal pur se dépose sur la cathode tandis que l'anode se dissout progressivement. La tension d'électrolyse peut être très faible, puisque tout revient à un transfert du métal de l'anode à la cathode sans réaction chimique. Il suffit de vaincre la résistance ohmique de l'électrolyte. Il en résulte que ce procédé est peu onéreux. En réalité, on augmente la tension d'électrolyte afin d'accroître l'intensité, donc le débit de l'installation, sans dépasser toutefois une valeur maximale à partir de laquelle des impuretés seraient susceptibles d'être électrolysées. Au cours de l'électrolyse, certaines impuretés sont solubles dans l'électrolyte et doivent être éliminées périodiquement par une purification du bain, d'autres, insolubles (métaux nobles), tombent au fond de la cuve.

Le raffinage électrolytique peut être utilisé pour tous les métaux soit en solution aqueuse (Cu, Fe, Zn, Pb), soit en solution de sels fondus (Al, U, Be). Il permet d'obtenir des métaux très purs titrant de 99,5 à 99,995 % (par exemple Al).

Purification par décomposition d'un produit volatil

Outre la décomposition thermique de certains halogénures métalliques volatils, en particulier les iodures, qui constitue la base du procédé Van Arkel de préparation du titane, du zirconium, du chrome, etc., de haute pureté, il convient de mentionner également la décomposition thermique de certains métaux carbonyles $M_x\ (CO)_y$ dérivant d'un métal de transition qui permet d'obtenir le métal M très pur : c'est par exemple le cas du nickel qui, sous l'action de CO sous pression à basse température, forme le carbonyle $Ni\ (CO)_4$; les principales impuretés du nickel, en particulier le cobalt et le fer, ne réagissent pas dans les conditions opératoires utilisées. Le composé volatil $Ni\ (CO)_4$ est alors décomposé à température plus élevée (procédé Mond) pour donner le nickel purifié.



Sté minière et métallurgique de Peñarroya

◀ *Des lingots de plomb brut.*

LA MISE EN FORME DES MÉTAUX

La mise en forme des métaux est l'ensemble des transformations permettant de passer du lingot métallique brut de coulée au produit « utilisable ». On distingue généralement deux étapes principales dans ces transformations : les premières tranformations, qui aboutissent au *demi-produit;* les transformations secondaires successives, qui aboutissent au *produit final.* Cette classification n'est pas sans défaut, certains procédés technologiques étant voisins, sinon identiques dans les deux cas. Les premières transformations sont essentiellement fondées sur les propriétés de *déformation plastique à chaud des métaux,* c'est-à-dire à une température comprise entre environ 0,6 T_f et 0,8 T_f (T_f : température absolue de fusion).

Si l'on exclut arbitrairement les procédés de frittage, qui seront décrits ultérieurement, ces opérations ont pour but de transformer une structure métallurgique brute de coulée (lingot, ou plus récemment demi-produit de coulée continue), dont les propriétés mécaniques sont médiocres, en une *structure corroyée* d'un demi-produit de géométrie mieux définie. Cette structure corroyée rend le métal apte à subir toutes les transformations successives qui aboutissent au produit utilisable (fil, tôle, pièce mécanique, etc.). Ces transformations font appel aux propriétés de *déformation plastique à chaud et à froid,* c'est-à-dire à température ambiante, *des métaux,* mais aussi à leurs propriétés de *soudabilité* et *d'usinabilité.* On peut enfin inclure dans cette classification les procédés de *fonderie,* qui proposent un « raccourci » intéressant dans la suite de ces diverses transformations, dans la mesure où on s'accommode de la structure métallurgique et de la géométrie qui en résultent. La *figure* I propose un schéma synoptique de cette classification des transformations du métal dans le cas représentatif de l'acier.

Chacune de ces chaînes s'arrête si le produit est jugé suffisamment transformé, c'est-à-dire *utilisable.* C'est ainsi que l'on s'efforce en principe d'éviter les usinages onéreux (perte de copeaux, coût de main-d'œuvre élevé). D'une manière générale, ce sont tous les impératifs technico-économiques qui décideront de la chaîne des transformations. Si l'une des techniques fait un certain progrès, l'équilibre des utilisations de ces techniques est remis en cause, entraînant souvent un progrès dans les techniques concurrentes. Ces progrès se font dans deux directions.

● *Il faut faire des produits moins chers.* A qualité donnée, il s'agit de diminuer le prix de revient du produit pour améliorer sa compétitivité commerciale. On peut songer soit à raccourcir le plus possible la chaîne des transformations, soit à produire une plus grande quantité de pièces par unité de capital machine investi. La deuxième tendance conduit cependant à envisager de travailler davantage dans les vingt-quatre heures quotidiennes, ou d'utiliser l'outillage plus longtemps avant périssement. On se heurte très vite aux problèmes inhérents à la qualité de la vie, ou bien on multiplie les séquences de contrôle de la qualité technique. La première tendance vient aussi rapidement buter contre les difficultés techniques de réalisation (synchronisation aciérie-laminage ou aciérie-forgeage en coulée continue par exemple), ou encore engendre des idées de techniques « mixtes » (ébauches moulées pour forgeage par exemple) tout aussi difficiles à appliquer.

● *Il faut faire des produits de meilleure qualité.* C'est là le principal moteur de la compétition entre les diverses techniques. Quelques exemples en précisent les difficultés :

— vouloir améliorer la précision dimensionnelle en déformation plastique à froid pour supprimer l'usinage conduit à des problèmes d'outillage, de lubrification, de débitage précis des lopins, etc. ;

— vouloir améliorer les caractéristiques structurales conduit à maîtriser les processus théoriques de solidification en fonderie, les propriétés de la zone affectée par la chaleur en soudage, ou encore les interactions structure-histoire thermomécanique en déformation plastique à chaud; les problèmes scientifiques liés à ces difficultés sont loin d'être résolus ;

— vouloir améliorer la gamme des nuances métalliques susceptibles d'être mises en forme conduit à progresser dans l'élaboration de métaux plus déformables, plus soudables, plus usinables, d'une part, et dans celle de matériaux de plus en plus performants pour l'outillage, d'autre part.

Une combinaison plus poussée avec la technique concurrente du frittage (produits frittés-laminés, etc.) est une idée prometteuse, car elle peut amener un progrès à tous les niveaux de la chaîne des transformations (élaboration de la matière première, stockage, etc.). Enfin, celle d'une déformation dans un état de gelée intermédiaire entre les états solide et liquide est séduisante, mais seulement au stade expérimental.

Approches scientifiques

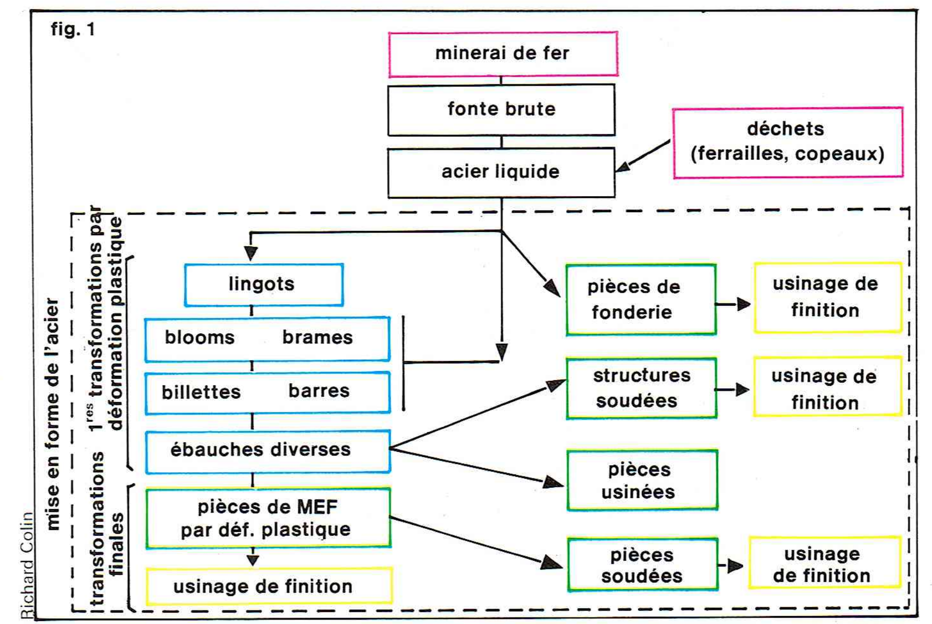
La mécanique des procédés

Pour prévoir le comportement macroscopique du métal au cours de sa mise en forme, les calculs théoriques permettent essentiellement : du point de vue global, de prévoir les efforts dans les machines et dans les outils, et la forme finale de la pièce ; du point de vue local, de déterminer l'histoire des déformations, des contraintes et des températures en chaque point de la pièce (en vue de prévoir l'évolution de la structure microscopique en particulier).

Déformation

Soit une barre homogène AB de longueur l_0 que l'on allonge d'une quantité Δl. Montrons que Δl ne caractérise pas, à lui seul, la notion intuitive que l'on a de la déformation. Pour cela, considérons une barre CD,

▼ *Figure 1 : schéma synoptique de la classification des transformations dans le cas de l'acier.*



Richard Colin

ayant les mêmes caractéristiques que AB, mais de longueur 2 l_0. Pour obtenir la même déformation de CD, il est naturel de considérer qu'il faut lui faire subir un allongement de 2 Δl (on peut imaginer que CD est constitué de 2 barres analogues à AB, et jointives). Ces remarques élémentaires suggèrent de rapporter l'allongement à la longueur initiale, pour définir la déformation par la formule : $\varepsilon = \Delta l / l_0$.

L'étape suivante consiste à étudier la *déformation homogène* d'un corps quelconque. Pour simplifier les schémas, nous prendrons le cas à deux dimensions. Afin de visualiser la déformation, traçons un maillage carré sur la pièce initiale P_0. Une déformation homogène transforme ce maillage en parallélogrammes identiques. Isolons un carré ABCD de côté d et comparons-le à son transformé A'B'C'D'. On peut décomposer la déformation totale selon la séquence simple suivante (*fig.* 2) : écrasement selon Ox (de la quantité — a) ; allongement selon Oy (de b) ; cisaillement (c) ; translation et rotation d'ensemble qui, n'affectant pas la forme, ne contribuent pas à la déformation. Seules les trois premières phases sont donc des déformations, que l'on note respectivement :

$$\varepsilon_{xx} = \frac{-a}{d} \qquad \varepsilon_{yy} = \frac{b}{d} \qquad e_{xy} = \frac{1}{2}\frac{c}{d}$$

Comme précédemment, on a rapporté les déplacements au côté du carré initial.

Imaginons maintenant une petite barre AE quelconque à l'intérieur du carré ABCD (*fig.* 2), de longueur initiale $l_0 = 1$. Nous allons montrer que la connaissance des trois quantités ε_{xx}, ε_{yy} et ε_{xy} permet de calculer sa déformation (à condition que celle-ci soit assez faible, c'est-à-dire que a, b, c soient petits devant d). Pour cela, il suffit d'étudier l'évolution des coordonnées α et β du vecteur AE au cours des trois premières phases ; on montre que cela conduit à :

$$\begin{bmatrix}\alpha\\ \\ \beta\end{bmatrix} \rightarrow \begin{bmatrix}\alpha - \alpha\frac{a}{d}\\ \\ \beta\end{bmatrix} \rightarrow \begin{bmatrix}\alpha - \alpha\frac{a}{d}\\ \\ \beta + \beta\frac{b}{d}\end{bmatrix} \rightarrow$$

$$\begin{bmatrix}\alpha' \# \ \alpha - \alpha\frac{a}{d} + \beta\frac{c}{d}\\ \\ \beta' \# \ \beta - \beta\frac{b}{d}\end{bmatrix}$$

la longueur de l'éprouvette après déformation étant :

$$l' = \alpha'^2 + \beta'^2$$

la déformation de l'éprouvette s'écrit :

$$\varepsilon = \frac{l' - l_0}{l_0} = \alpha'^2 + \beta'^2 - 1$$

ce qui donne, sachant que $\alpha^2 + \beta^2 = 1$, et en négligeant les termes du second ordre :

$$\varepsilon \# -\frac{a}{d}\alpha^2 + \frac{b}{d}\beta^2 + \frac{c}{d}\alpha\beta$$

ou encore, compte tenu des notations précédentes :

$$\varepsilon \# \ \varepsilon_{xx}\alpha^2 + \varepsilon_{yy}\beta^2 + 2\,\varepsilon_{xy}\alpha\beta$$

Le cas le plus général est celui du solide S (à trois dimensions), qui se déforme en un solide S', la déformation n'étant plus nécessairement homogène. Pour définir mathématiquement la transformation, il faut introduire le vecteur déplacement correspondant à chaque point M (x, y, z) du solide initial S et à son transformé M' de S' : c'est le vecteur $\overrightarrow{MM'}$. Ses composantes seront les fonctions U (x, y, z), V (x, y, z), W (x, y, z). On définit alors six nombres qui permettent de caractériser la déformation locale autour du point M, soit :

$$\varepsilon_{xx} = \frac{\partial U}{\partial x} \qquad \varepsilon_{yy} = \frac{\partial V}{\partial y} \qquad \varepsilon_{zz} = \frac{\partial W}{\partial z}$$

$$\varepsilon_{xy} = \frac{1}{2}\left(\frac{\partial U}{\partial y} + \frac{\partial V}{\partial x}\right) \qquad \varepsilon_{xz} = \frac{1}{2}\left(\frac{\partial U}{\partial z} + \frac{\partial W}{\partial x}\right)$$

$$\varepsilon_{yz} = \frac{1}{2}\left(\frac{\partial V}{\partial z} + \frac{\partial W}{\partial y}\right)$$

Pour rattacher cette définition aux notions précédentes, il suffit de considérer que l'on a construit autour du point M un maillage assez fin (dans les trois directions x, y, z) pour que la déformation puisse y être considérée comme homogène. Les dérivations sont introduites par le passage à la limite lorsque le maillage devient de plus en plus fin.

Les six nombres définis précédemment sont généralement rangés sous forme d'un tableau symétrique, appelé *tenseur des déformations* et noté :

$$[\varepsilon] = \begin{bmatrix}\varepsilon_{xx} & \varepsilon_{xy} & \varepsilon_{xz}\\ \varepsilon_{xy} & \varepsilon_{yy} & \varepsilon_{yz}\\ \varepsilon_{xz} & \varepsilon_{yz} & \varepsilon_{zz}\end{bmatrix}$$

Pour caractériser, par une seule quantité, la déformation subie par un point matériel, on introduit la *déformation généralisée ;* pour une petite déformation définie par le tenseur $[\Delta\varepsilon]$, la déformation généralisée sera :

$$\Delta\bar{\varepsilon} = \left(\frac{2}{3}\left(\Delta\varepsilon_{xx}^2 + \Delta\varepsilon_{yy}^2 + \Delta\varepsilon_{zz}^2 + 2\,\Delta\varepsilon_{xy}^2 + 2\,\Delta\varepsilon_{xz}^2 + 2\,\Delta\varepsilon_{yz}^2\right)\right)^{1/2}$$

Pour une succession de petites déformations, la déformation généralisée sera la somme :

$$\bar{\varepsilon} = \Sigma\,\Delta\,\bar{\varepsilon}$$

En passant à la limite, cette somme devient une intégrale, et on peut montrer que pour une barre rectiligne (incompressible, c'est-à-dire que $\Delta\varepsilon_{xx} + \Delta\varepsilon_{yy} + \Delta\varepsilon_{zz} = 0$) :

$$\bar{\varepsilon} = \ln\frac{l_0 + \Delta l}{l_0}$$

qui, dans le cas de petite déformation, se réduit à $\bar{\varepsilon} \# \varepsilon$.

Si l'on considère le temps Δt pendant lequel la matière a subi l'incrément de déformation, on peut introduire la *vitesse de déformation :* $[\dot{\varepsilon}] = \left(\frac{\Delta\varepsilon}{\Delta t}\right)$.

De façon plus précise :

$$\dot{\varepsilon}_{xx} = \frac{d\varepsilon_{xx}}{dt}, \qquad \dot{\varepsilon}_{xy} = \frac{d\varepsilon_{xy}}{dt}, \text{ etc.}$$

et la vitesse de déformation généralisée :

$$\dot{\bar{\varepsilon}} = \left(\frac{2}{3}\left(\dot{\varepsilon}_{xx}^2 + \dot{\varepsilon}_{yy}^2 + \dot{\varepsilon}_{zz}^2 + 2\,\dot{\varepsilon}_{xy}^2 + 2\,\dot{\varepsilon}_{yz}^2 + 2\,\dot{\varepsilon}_{xz}^2\right)\right)^{1/2}$$

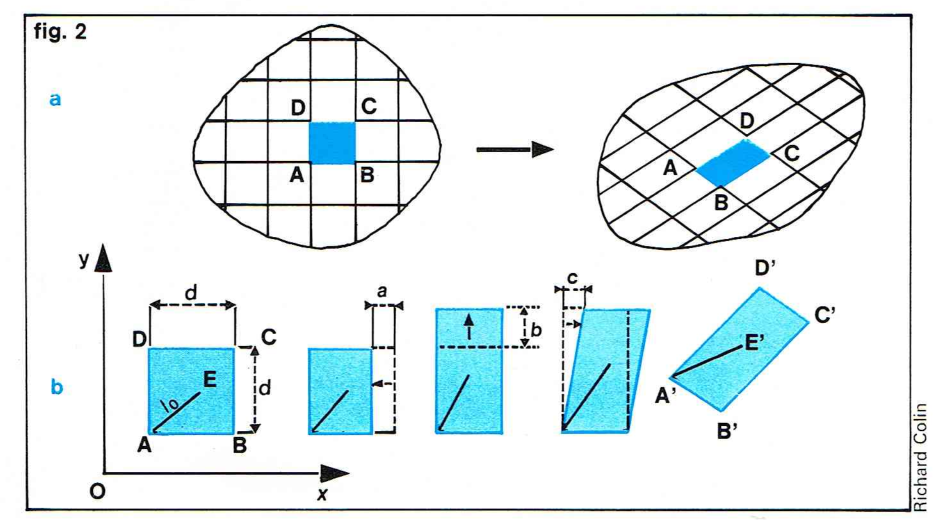
Si l'on se donne un champ de vitesses en tout point défini par :

$$\vec{V} = \begin{bmatrix}u\\ v\\ w\end{bmatrix}$$

$$\dot{\varepsilon}_{xx} = \frac{\partial u}{\partial x} \qquad \dot{\varepsilon}_{yy} = \frac{\partial v}{\partial y} \qquad \dot{\varepsilon}_{zz} = \frac{\partial w}{\partial z}$$

$$\dot{\varepsilon}_{xy} = \frac{1}{2}\left(\frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x}\right) \qquad \dot{\varepsilon}_{xz} = \frac{1}{2}\left(\frac{\partial u}{\partial z} + \frac{\partial w}{\partial x}\right)$$

$$\dot{\varepsilon}_{yz} = \frac{1}{2}\left(\frac{\partial v}{\partial z} + \frac{\partial w}{\partial y}\right).$$



▼ ***Figure 2 :** décomposition de la transformation homogène d'un corps quelconque.*

Contraintes

Nous introduisons les contraintes par une méthode voisine de celle que nous avons utilisée pour les déformations, mais en tenant compte des lois de la dynamique. Considérons tout d'abord une barre AB soumise aux deux forces opposées $-\vec{F}$ et $\vec{F}$. Soit un point quelconque entre A et B. Pour expliquer l'équilibre du tronçon AI (resp. IB), il faut postuler l'existence d'une force interne $\vec{F}$ (resp. $-\vec{F}$) exercée en I par l'autre tronçon. Si maintenant on considère deux barres identiques superposées, équivalentes à une barre de section double, pour obtenir la même déformation de chacune des barres, on admet qu'il faut appliquer à l'ensemble les forces $-2\vec{F}$ et $2\vec{F}$. Au lieu de forces internes, il est donc préférable d'utiliser la notion de contrainte définie par : $\sigma = F/S$, où S est la section de la barre. On adoptera la convention $\sigma > 0$ pour une traction, $\sigma < 0$ pour une compression.

Soit un corps quelconque (C) soumis à un ensemble de forces extérieures (*fig.* 3 a). On peut également montrer l'existence de forces internes, en séparant (C) en deux parties (C_1) et (C_2) par une surface quelconque (S) et en admettant que l'action de (C_2) sur (C_1) a lieu uniquement par l'intermédiaire de la surface (S) [*fig.* 3 b]. Il s'agit donc de forces de contact, que nous caractérisons en tout point M par leur action sur une surface dS entourant M : soit $\vec{df}$ la force élémentaire correspondante. Tout naturellement, d'après ce qui précède, nous définirons le vecteur contrainte par : $\vec{T} = \frac{\vec{df}}{dS}$.

Dans le cas général, le vecteur $\vec{T}$ dépend de la position du point M et de l'orientation de dS, ou plus précisément du vecteur $\vec{n}$ unitaire normal à dS (de composantes α, β, γ) ; on peut l'écrire $\vec{T}(M, \vec{n})$.

D'après le principe de l'égalité de l'action et de la réaction, on vérifie immédiatement $\vec{T}(M, \vec{n}) = -\vec{T}(M, -\vec{n})$.

Contrainte normale : c'est la projection de $\vec{T}$ sur $\vec{n}$: $\sigma_n = \vec{T} \cdot \vec{n}$ (traction pour $\sigma_n > 0$).

Cission : c'est la contrainte tangentielle : $\tau = (\vec{T}^2 - \sigma_n^2)^{\frac{1}{2}}$.

Pour simplifier les raisonnements qui suivent, nous reprendrons le cas à deux dimensions, et nous donnerons les formules finales pour le cas général. Calculons, en un point M fixé, le vecteur contrainte correspondant à une normale $\vec{n}$ (α, β) quelconque. Pour cela, nous construisons (*fig.* 4a) le triangle MRS, dont deux côtés seront parallèles aux axes de coordonnées, et le troisième perpendiculaire à $\vec{n}$. Les longueurs des côtés du triangle sont assez faibles pour que tout vecteur contrainte puisse être considéré comme constant à l'intérieur. En l'absence de forces de masse, les forces appliquées à chacun des côtés du triangle seront respectivement ($\vec{i}$ et $\vec{j}$ sont les vecteurs unitaires sur Ox et Oy) :

côté MS : $\Delta\vec{f}_y = \vec{T}(M, -\vec{i})\,\Delta y = -\vec{T}(M, \vec{i})\,\Delta y$

côté MR : $\Delta\vec{f}_x = \vec{T}(M, -\vec{j})\,\Delta x = -\vec{T}(M, \vec{j})\,\Delta x$

côté RS : $\Delta\vec{f} = \vec{T}(M, \vec{n})\,\Delta l$

L'équilibre du triangle s'écrit alors :

$$\vec{T}(M, \vec{n})\,\Delta l - \vec{T}(M, \vec{i})\,\Delta y - \vec{T}(M, \vec{j})\,\Delta x = 0$$

Sachant que les composantes de $\vec{n}$ vérifient :

$$\alpha = \Delta y/\Delta l \quad \text{et} \quad \beta = \Delta x/\Delta l,$$

le vecteur contrainte peut donc être calculé quel que soit $\vec{n}$ par la formule : $\vec{T}(M, \vec{n}) = \alpha\vec{T}(M, \vec{i}) + \beta\vec{T}(M, \vec{j})$ formule qui se généralise alors au cas à trois dimensions en :

$$\vec{T}(M, \vec{n}) = \alpha\vec{T}(M, \vec{i}) + \beta\vec{T}(M, \vec{j}) + \gamma\vec{T}(M, \vec{k})$$

On introduit les composantes de ces vecteurs :

$$\vec{T}(M, \vec{n}) = \begin{bmatrix} T_x \\ T_y \\ T_z \end{bmatrix} \qquad \vec{T}(M, \vec{i}) = \begin{bmatrix} \sigma_{xx} \\ \sigma_{yx} \\ \sigma_{zx} \end{bmatrix}$$

$$\vec{Y}(M, \vec{j}) = \begin{bmatrix} \sigma_{xy} \\ \sigma_{yy} \\ \sigma_{zy} \end{bmatrix} \qquad \vec{T}(M, \vec{k}) = \begin{bmatrix} \sigma_{xz} \\ \sigma_{yz} \\ \sigma_{zz} \end{bmatrix}$$



Marka - Cascio

▲ ***Hauts fourneaux de la société Italsider à Piombino (Italie).***

Alors l'égalité vectorielle précédente est équivalente à 3 relations que l'on résume sous forme tensorielle (ce résultat reste valable même si l'on introduit des forces de masse : accélération, pesanteur) : $\vec{T} = [\sigma]\,\vec{n}$.

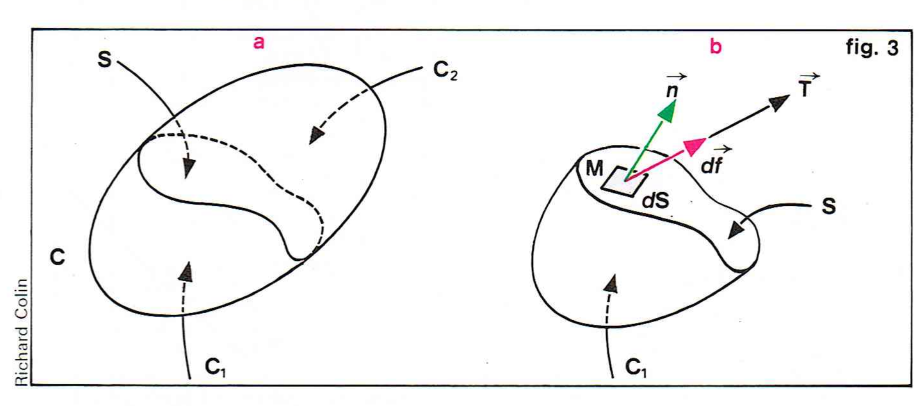
$[\sigma]$ est appelé *tenseur des contraintes,* c'est le tableau :

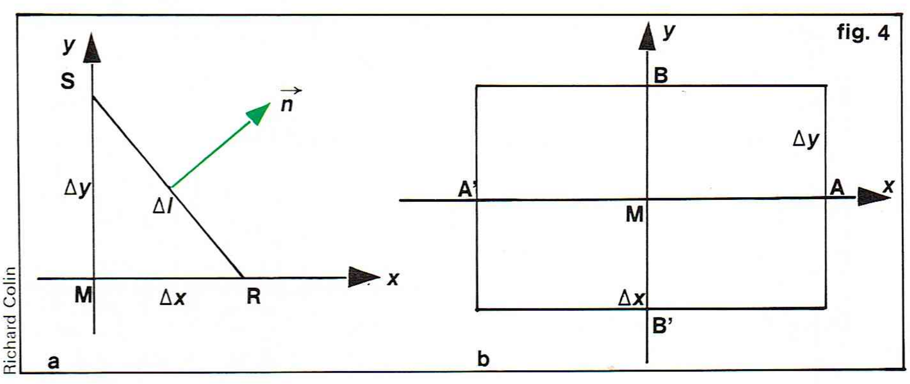
$$[\sigma] = \begin{bmatrix} \sigma_{xx} & \sigma_{xy} & \sigma_{xz} \\ \sigma_{yx} & \sigma_{yy} & \sigma_{yz} \\ \sigma_{zx} & \sigma_{zy} & \sigma_{zz} \end{bmatrix}$$

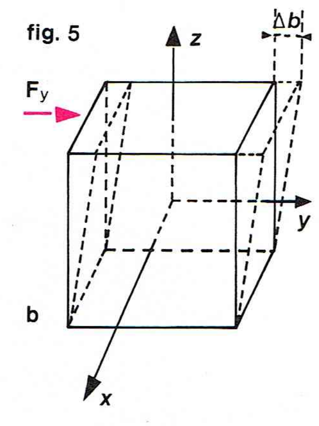
Montrons maintenant que les 9 composantes du tenseur $[\sigma]$ ne sont pas indépendantes. Reprenons le cas à deux dimensions, et étudions l'équilibre du rectangle de la *figure* 4 b. Désignons les côtés du rectangle par leurs inter-

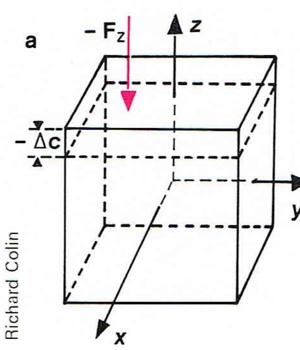
▼ ***Figure 3 : pour mettre en évidence l'existence d'efforts internes, on peut séparer un solide en deux parties par une surface quelconque S et définir le vecteur contrainte*** $\vec{T} = \vec{df}/dS$**.**

Figure 4 : on simplifie l'étude de la contrainte en étudiant d'abord le cas à deux dimensions.









Richard Colin

▲ *Figure 5 : calcul de la puissance dissipée par déformation (voir développement dans le texte).*

sections avec les axes de coordonnées A, A′, B, B′. On vérifie sans peine que les forces élémentaires sur les côtés sont, en utilisant un développement au premier ordre :

$$\text{sur A} \qquad \Delta\vec{f}_A = \left(\vec{T}(M,\vec{i}) + \frac{\Delta x}{2}\frac{\partial \vec{T}(M,\vec{i})}{\partial x}\right)\Delta y$$

$$\text{sur A}' \qquad \Delta\vec{f}_{A'} = \left(\vec{T}(M,-\vec{i}) - \frac{\Delta x}{2}\frac{\partial \vec{T}(M,-\vec{i})}{\partial x}\right)\Delta y$$

$$\text{sur B} \qquad \Delta\vec{f}_B = \left(\vec{T}(M,\vec{j}) + \frac{\Delta y}{2}\frac{\partial \vec{T}(M,\vec{j})}{\partial y}\right)\Delta x$$

$$\text{sur B}' \qquad \Delta\vec{f}_{B'} = \left(\vec{T}(M,-\vec{j}) - \frac{\Delta y}{2}\frac{\partial \vec{T}(M,-\vec{j})}{\partial y}\right)\Delta x$$

L'équilibre du rectangle implique les 2 équations vectorielles :

$$\Delta\vec{f}_A + \Delta\vec{f}_{A'} + \Delta\vec{f}_B + \Delta\vec{f}_{B'} = 0 \qquad \text{(forces)}$$

$$\left(\frac{\Delta x}{2}\vec{i}\right) \wedge \Delta\vec{f}_A + \left(-\frac{\Delta x}{2}\vec{i}\right) \wedge \Delta\vec{f}_{A'} + \left(\frac{\Delta y}{2}\vec{j}\right) \wedge \Delta\vec{f}_B + \left(-\frac{\Delta y}{2}\vec{j}\right) \wedge \Delta\vec{f}_{B'} = 0 \quad \text{(moments)}$$

où le signe $\wedge$ représente le produit vectoriel.

Compte tenu des équations précédentes, on vérifie que :

— l'équilibre des moments se traduit par la relation : $\sigma_{xy} = \sigma_{yx}$,

— l'équilibre des forces se traduit alors par :

$$\frac{\partial\sigma_{xx}}{\partial x} + \frac{\partial\sigma_{xy}}{\partial y} = 0 \qquad \frac{\partial\sigma_{xy}}{\partial x} + \frac{\partial\sigma_{yy}}{\partial y} = 0$$

Dans le cas général à trois dimensions, le même raisonnement (appliqué à un parallélépipède rectangle) montre que le tenseur [σ] est symétrique : $\sigma_{xy} = \sigma_{yx}$, etc.

On vérifie en outre que div [σ] = 0.

La *pression hydrostatique* est définie par :

$$P = -\frac{1}{3}(\sigma_{xx} + \sigma_{yy} + \sigma_{zz})$$

et nous utilisons en plasticité le *déviateur des contraintes* [s] dont les composantes sont définies par :

$$s_{xx} = \sigma_{xx} + p \qquad s_{yy} = \sigma_{yy} + p \qquad s_{zz} = \sigma_{zz} + p$$

$$s_{xy} = \sigma_{xy} \qquad s_{yz} = \sigma_{yz} \qquad s_{xz} = \sigma_{xz}$$

Calcul de la puissance dissipée par déformation

Calculons tout d'abord le travail dépensé au cours d'une compression faible selon Oz (*fig.* 5 a). Soit un cube de côté *d*, auquel on applique la force — F_z qui provoque un déplacement faible — Δ*c*. La seule composante non nulle de [σ] est σ_{zz} vérifiant : $\sigma_{zz}d^2 = -F_z$ dont le travail est :

$$\Delta W' = (-F_z)(-\Delta c) = -\sigma_{zz}d^2\Delta c$$

D'autre part, on voit que la seule composante non nulle de [Δε] est : $\Delta\varepsilon_{zz} = -\dfrac{\Delta c}{d}$

dont on déduit immédiatement : $\Delta W' = \sigma_{zz}\Delta\varepsilon_{zz}d^3$.

Le travail de déformation par unité de volume est donc :

$$\Delta W = \sigma_{zz}\Delta\varepsilon_{zz}$$

Pour un cisaillement simple (*fig.* 5 b), un raisonnement analogue fournit l'expression : $\Delta W = 2\,\sigma_{yz}\Delta\varepsilon_{yz}$.

Dans le cas général, on a donc :

$$\Delta W = \sigma_{xx}\Delta\varepsilon_{xx} + \sigma_{yy}\Delta\varepsilon_{yy} + \sigma_{zz}\Delta\varepsilon_{zz} + 2\,(\sigma_{xy}\Delta\varepsilon_{xy} + \sigma_{xz}\Delta\varepsilon_{xz} + \sigma_{yz}\Delta\varepsilon_{yz})$$

En divisant par Δ*t*, on obtient la puissance dissipée :

$$\dot{W} = \sigma_{xx}\dot{\varepsilon}_{xx} + \sigma_{yy}\dot{\varepsilon}_{yy} + \sigma_{zz}\dot{\varepsilon}_{zz} + 2\,(\sigma_{xy}\dot{\varepsilon}_{xy} + \sigma_{xz}\dot{\varepsilon}_{xz} + \sigma_{yz}\dot{\varepsilon}_{yz}).$$

Rhéologie

Nous avons montré que l'on peut déterminer les déformations à partir de trois fonctions, les composantes du vecteur déplacement, puis nous avons introduit six fonctions, les composantes du tenseur des contraintes — liées par trois équations. Au total, on dispose ainsi de six fonctions pouvant être choisies arbitrairement. Pour que le problème soit déterminé, il faut six équations. On se donnera donc une relation entre [σ] et [ε] ou [Δε] qui détermine la rhéologie du matériau considéré. Il ne reste plus alors qu'à préciser les conditions aux limites, c'est-à-dire les conditions de contact des outils sur le métal travaillé, pour que le problème soit — au moins théoriquement — soluble.

Élasticité linéaire isotrope

Considérons tout d'abord le cas simple d'une barre soumise à une force F : la loi élastique la plus simple prévoit un allongement Δ*l* proportionnel à la force, soit : $F = K_1\Delta l$.

Pour 2 barres de longueurs initiales l_0 et 2 l_0 respectivement, les allongements seront Δ*l* et 2 Δ*l*, ce qui conduit à :

$$F = K_2\frac{\Delta l}{l_0} = K_2\varepsilon$$

Enfin, pour allonger de la même quantité deux barres de même nature et de même longueur, mais de sections S_0 et 2 S_0, il faudra développer des forces respectives F et 2 F, ce qui impose de rapporter la force à la section initiale, et d'écrire une relation entre contrainte et déformation, soit : σ = Eε.

Si l'on envisage maintenant la variation ΔS de la section initiale de la barre, nous poserons qu'elle est proportionnelle à ε, soit : $\dfrac{\Delta S}{S_0} = -2\,\nu\varepsilon$. Les coefficients E (module d'Young) et ν (coefficient de Poisson) caractérisent le matériau considéré.

Pour un corps massique isotrope (C), on doit envisager un comportement identique (avec les mêmes coefficients) pour toute « petite barre » que nous supposons isolée à l'intérieur, quelles que soient sa position et son orientation. A partir de ces considérations très simples, on peut montrer que la relation entre les tenseurs [σ] et [ε] doit s'écrire :

$$[\varepsilon] = \frac{1+\nu}{E}[\sigma] + \frac{3\,\nu}{E}p\,[1]$$

[1] est le tenseur unité ne comportant que des 1 dans sa diagonale.

Cette écriture symbolique est équivalente aux six équations :

$$\varepsilon_{xx} = \frac{1}{E}\sigma_{xx} - \frac{\nu}{E}\sigma_{yy} - \frac{\nu}{E}\sigma_{zz}, \quad \varepsilon_{yy} = -\frac{\nu}{E}\sigma_{xx} + \frac{1}{E}\sigma_{yy} - \frac{\nu}{E}\sigma_{zz}$$

$$\varepsilon_{zz} = -\frac{\nu}{E}\sigma_{xx} - \frac{\nu}{E}\sigma_{yy} + \frac{1}{E}\sigma_{zz}, \quad \varepsilon_{xy} = \frac{1+\nu}{E}\sigma_{xy}$$

$$\varepsilon_{yz} = \frac{1+\nu}{E}\sigma_{yz}, \quad \varepsilon_{xz} = \frac{1-\nu}{E}\sigma_{xz}$$

Pour l'acier, on a E = 21 000 hb, ν = 0,28.

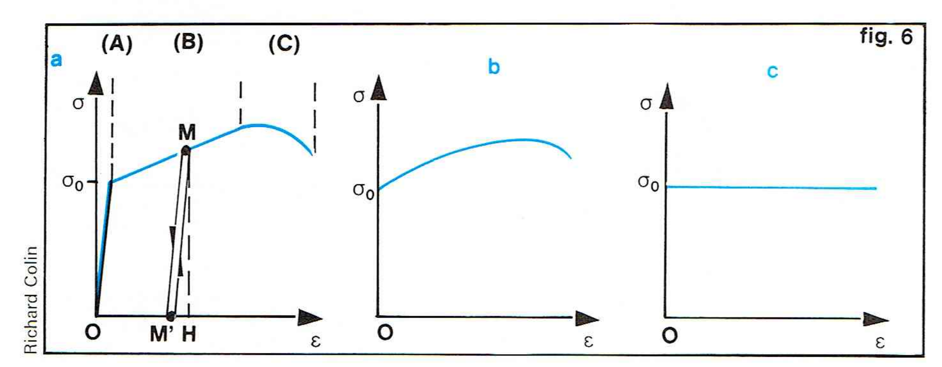
Plasticité isotrope

★ *Éprouvette de traction.* La caractéristique essentielle de la plasticité est l'irréversibilité, que l'on peut mettre en évidence lors de l'expérience de traction d'une éprouvette cylindrique. On enregistre la contrainte en fonction de la déformation généralisée $\bar{\varepsilon}$ (*fig.* 6 a). Sur cette courbe, trois domaines sont distingués :

(A) la zone d'élasticité linéaire dans laquelle la déformation reste faible ($10^{-4} < \bar{\varepsilon} < 10^{-3}$), et s'annule si l'on supprime la contrainte ;

(B) la zone de plasticité où, lorsque l'on annule la contrainte, l'éprouvette ne reprend pas sa longueur initiale (trajet MM′) ; il subsiste une déformation résiduelle

▼ *Figure 6 : enregistrement de la contrainte σ en fonction de la déformation généralisée $\bar{\varepsilon}$.*



Richard Colin

importante $\varepsilon^p = OM'$ dite déformation plastique ($\varepsilon^e = M'H$ est la déformation élastique) ;
(C) une zone qui correspond à un amincissement localisé de l'éprouvette (striction) et qui aboutit à sa rupture.
La valeur σ_0 est la contrainte d'écoulement (initiale) du matériau considéré. Pour simplifier les raisonnements et les calculs, on introduit souvent des simplifications dans ce comportement :
— corps rigide plastique ; c'est une approximation dans laquelle on néglige la partie élastique, ce qui est licite lorsque la déformation plastique est grande : on a alors la courbe RP (*fig.* 6 b) dans laquelle, ici, la contrainte augmente avec la déformation ; on dit que le corps est écrouissable.
— corps rigide parfaitement plastique RPP (*fig.* 6 c) ; c'est un corps RP non écrouissable, c'est-à-dire dont la contrainte d'écoulement reste constante au cours de la déformation.

Ce cas unidimensionnel illustre les deux caractères essentiels de la plasticité :
— elle n'a lieu qu'à partir d'un certain état de contrainte (notion de critère de plasticité) ;
— elle est irréversible, c'est-à-dire qu'il n'est plus possible d'établir une relation entre contrainte et déformation, qui implique la réversibilité, comme en élasticité.

Dans ce qui suit, nous ne considérerons que les lois associées au critère de von Mises.

★ *Critère de plasticité.* Il s'agit d'un procédé qui permet de déterminer si, pour un état de contrainte donné, il y a, ou non, déformation plastique. Le critère de von Mises s'écrit, en fonction du déviateur des contraintes :

$$f([s]) \equiv s_{xx}^2 + s_{yy}^2 + s_{zz}^2 + 2\,s_{xy}^2 + 2\,s_{xz}^2 + 2\,s_{yz}^2 - \frac{2}{3}\sigma_0^2$$

avec les conditions :

$f([s]) < 0$ pas de déformation plastique ;
$f([s]) = 0$ on a plastification, et en général une déformation plastique ;
$f([s]) > 0$ est impossible, c'est-à-dire qu'au cours de la déformation plastique $|s|$ évolue de telle sorte qu'on ait toujours $f([s]) = 0$.

★ *Lois d'écoulement (pour un corps rigide plastique).* Lorsque le critère est satisfait, le métal se déforme plastiquement de telle sorte que, pour une petite déformation $[\Delta\varepsilon]$, on ait l'incompressibilité, c'est-à-dire :

$$\Delta\varepsilon_{xx} + \Delta\varepsilon_{yy} + \Delta\varepsilon_{zz} = 0$$

et

$$[\Delta\varepsilon] = [s]\,\Delta\lambda.$$

Souvent, on préfère utiliser la vitesse de déformation $[\dot{\varepsilon}]$, et les lois précédentes prennent alors la forme (on a divisé par Δt) :

$$\dot{\varepsilon}_{xx} + \dot{\varepsilon}_{yy} + \dot{\varepsilon}_{zz} = 0$$

$$[s] = \frac{2}{3}\sigma_0 \frac{[\dot{\varepsilon}]}{\dot{\bar{\varepsilon}}}$$

★ *Exemples.* Si l'on reprend le cas de l'*éprouvette de traction* (axe Oz), on vérifie immédiatement que :

$$[\dot{\varepsilon}] = \begin{bmatrix} -\frac{1}{2}\dot{\varepsilon}_{zz} & 0 & 0 \\ 0 & -\frac{1}{2}\dot{\varepsilon}_{zz} & 0 \\ 0 & 0 & \dot{\varepsilon}_{zz} \end{bmatrix} \qquad [\sigma] = \begin{bmatrix} 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & \sigma_{zz} \end{bmatrix}$$

$$[s] = \begin{bmatrix} -\frac{1}{3}\sigma_{zz} & 0 & 0 \\ 0 & -\frac{1}{3}\sigma_{zz} & 0 \\ 0 & 0 & \frac{2}{3}\sigma_{zz} \end{bmatrix}$$

$$f([s]) = \frac{2}{3}(\sigma_{zz}^2 - \sigma_0^2)$$

Donc, la plastification a lieu dès que $\sigma_{zz} = \sigma_0$.

— Cas d'une *pression hydrostatique*, c'est-à-dire que :

$$[\sigma] = \begin{bmatrix} -p & 0 & 0 \\ 0 & -p & 0 \\ 0 & 0 & -p \end{bmatrix} \quad \text{donc } [s] = [0] \text{ et } f([s]) < 0$$

Il n'y a jamais plastification.

— Cas du *cisaillement homogène* : le seul terme non nul du tenseur des déformations est $\Delta\varepsilon_{xy}$; alors la deuxième loi d'écoulement montre que $[s]$ a tous ses termes nuls, sauf $s_{xy} = \sigma_{xy}$, que l'on reporte dans l'expression du critère pour obtenir :

$$|\sigma_{xy}| = \frac{\sigma_0}{\sqrt{3}} = K \text{ (K est appelé la scission limite).}$$

★ *Théorème de la borne supérieure.* C'est le théorème le plus employé pour les calculs en plasticité, car la solution directe (incrémentale) pose beaucoup de problèmes techniques, sauf dans le cas où l'on se limite aux très faibles déformations (ce qui n'est pas le cas en mise en forme). Si on utilise les lois de la plasticité, l'expression de la puissance dissipée par unité de volume, et la définition de $\dot{\bar{\varepsilon}}$, on vérifie que $\dot{W} = \sigma_0\dot{\bar{\varepsilon}}$. Les hypothèses du théorème sont alors : on cherche un champ de vitesse $\vec{V}$ (associé à $[\dot{\varepsilon}]$) solution du problème dans un corps (C) [*fig.* 7] où l'on impose :

$\vec{V} = \vec{V}^D$ sur S_V (vitesse donnée)
$\vec{T} = \vec{T}^D$ sur S_T (force par unité de surface donnée)

Dans ces conditions, si $\vec{V}^*$ est un champ de vitesse (associé à $[\dot{\varepsilon}^*]$), vérifiant les conditions :

$$\vec{V}^* = \vec{V}^D \text{ sur } S_V$$

et

$$\dot{\varepsilon}_{xx}^* + \dot{\varepsilon}_{yy}^* + \dot{\varepsilon}_{zz}^* = 0$$

alors :

$$\iiint_D \sigma_0\dot{\bar{\varepsilon}}^* d\tau - \iint_S \vec{V}^*\vec{T}^D dS \geqslant \iiint_D \sigma_0\dot{\bar{\varepsilon}}\, d\tau - \iint_{S_T} \vec{V}\vec{T}^D dS$$

ce qui signifie que la puissance dissipée totale est minimale pour la solution.

★ *Variation de la contrainte d'écoulement.* Variation avec la déformation : c'est l'écrouissage, on la représente souvent sous la forme :

$$\sigma_0 = \sigma_{00}(\bar{\varepsilon})^n \quad \text{ou} \quad \sigma_0 = \sigma_{00}(\varepsilon_0 + \bar{\varepsilon})^n$$

La sensibilité à la vitesse de déformation se manifeste très peu à froid ; à chaud, il n'en va pas de même, et la loi qui est la plus utilisée est : $\sigma_0 = \sigma'_{00}(\dot{\bar{\varepsilon}})^m$, où en général, $0{,}1 < m < 0{,}2$.

Influence des phénomènes thermiques

Thermo-élasticité

Un échauffement s'accompagne d'une dilatation, ce qui modifie l'état des contraintes. La relation entre $[\sigma]$ et $[\varepsilon]$ donnée dans le cas de l'élasticité linéaire isotrope devient :

$$[\varepsilon] = \frac{1+\nu}{E}[\sigma] + \left(\frac{3\,\nu}{E}p + \alpha\Delta T\right) [1]$$

où ΔT est l'échauffement et α le coefficient de dilatation cubique (de l'ordre de $3 \cdot 10^{-5}/°C$ pour un acier).

Signalons également que E, ν et α dépendent (en général assez faiblement) de T.

Influence de la température sur la contrainte d'écoulement

En général, une élévation de la température diminue la contrainte d'écoulement : c'est l'adoucissement thermique. Les lois les plus classiques pour modéliser cet effet sont :

$$\sigma_0 = \sigma_1 e^{\frac{\beta}{T}}$$

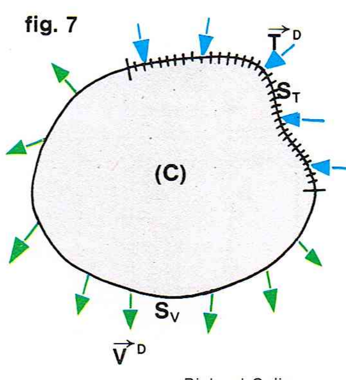
ou bien :

$$\sigma_0 = \sigma_2 e^{-\delta T}$$

Aperçu sur les méthodes de calcul

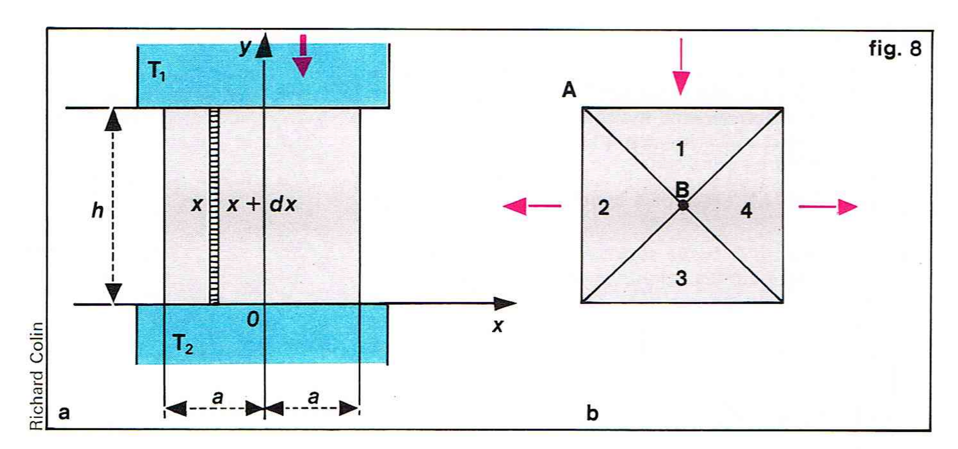
Calculs élastiques, thermiques et thermo-élastiques

Ces types de calculs s'appliquent essentiellement au comportement des machines (bâti de presse, cage de laminoir, etc.) et aux outils dont les déformations doivent rester faibles et réversibles. En utilisant de façon approximative les lois énoncées plus haut, on peut obtenir un ordre de grandeur raisonnable des déformations. Mais de nos jours, grâce à l'apparition des ordinateurs à hautes



Richard Colin

▲ ***Figure 7 :*** ***théorème de la borne supérieure (voir développement dans le texte).***



▲ ***Figure 8 :* calcul des déformations plastiques (voir développement dans le texte).**

performances et de codes de calcul extrêmement raffinés, tous ces calculs peuvent être faits avec une très bonne approximation.

Calcul des déformations plastiques

Certaines des méthodes que nous venons d'évoquer traitent également la plasticité, mais uniquement dans le cas où les déformations restent faibles, ce qui limite beaucoup leur emploi. C'est pourquoi l'on continue à utiliser de nombreuses méthodes très approchées : nous en donnerons trois exemples.

★ *Méthode des tranches.* Nous prendrons le cas de l'écrasement d'une pièce rectangulaire (*fig.* 8 a), en admettant un frottement de Tresca sur les tas de presse T_1 et T_2. On admet que les seules composantes non nulles du tenseur des déformations sont ε_{xx} et ε_{yy} ; on vérifie sans peine, en utilisant les lois d'écoulement et l'expression du critère de plasticité, que l'on obtient :

$$[\sigma] = \begin{bmatrix} \sigma_{xx} & 0 & 0 \\ 0 & \sigma_{yy} & 0 \\ 0 & 0 & \frac{1}{2}(\sigma_{xx}+\sigma_{yy}) \end{bmatrix} \quad \sigma_{yy} - \sigma_{xx} = \frac{2\,\sigma_0}{\sqrt{3}}$$

On considère que les contraintes ne dépendent que de x, et l'on étudie une « tranche » comprise entre x et $x + dx$; les forces horizontales qui lui sont appliquées sont :

- contraintes :

$$-2\,h\sigma_{xx}(x) + 2\,h\sigma_{xx}(x - dx) = 2\,h\,\frac{d\sigma_{xx}(x)}{dx}$$

- forces de frottement :

$$\pm\, 2\,\bar{m}\,\frac{\sigma_0}{\sqrt{3}}\,dx \qquad (+ \text{ pour } x > 0 \text{ et} - \text{pour } x < 0).$$

L'équilibre des forces horizontales conduit donc à l'équation :

$$\frac{d\sigma_{xx}(x)}{dx} = \pm\,\bar{m}\,\frac{\sigma_0}{\sqrt{3}}$$

dont la solution est, sachant que $\sigma_{xx}(\pm a) = 0$:

$$\sigma_{xx} = \pm\,\bar{m}\,\frac{\sigma_0}{\sqrt{3}}\,(x \mp a)$$

et par conséquent (voir *fig.* 8 b) :

$$\sigma_{yy} = \frac{2\,\sigma_0}{\sqrt{3}} \pm \bar{m}\,\frac{\sigma_0}{\sqrt{3}}\,(x \mp a).$$

★ *Méthode de la borne supérieure.* Cette méthode utilise un champ de vitesses dépendant en général de un ou plusieurs paramètres, dont on cherche les valeurs optimales en minimisant la puissance dissipée. Même pour des champs de vitesses assez simples, les formules sont souvent compliquées et nécessitent le recours au calcul sur ordinateur. Reprenons comme exemple l'écrasement plan du rectangle de la *figure* 8 a. Nous prendrons comme champ de vitesses, dépendant du paramètre α :

$$u = \left(+\,(1+\alpha) - 2\,\alpha\,\frac{y}{h}\right)x$$

$$v = \frac{y}{h}\left(-\,(1+\alpha) + \alpha\,\frac{y}{h}\right)$$

qui vérifie l'incompressibilité et les conditions aux limites : $u = 0$ pour $x = 0$, $v = 0$ pour $y = 0$, $v = -v_0$ pour $y = h$ et, par dérivation, on obtient :

$$[\dot{\varepsilon}] = \begin{bmatrix} (1+\alpha) - 2\,\alpha\,\frac{y}{h} & \alpha\,\frac{x}{h} \\ \alpha\,\frac{x}{h} & -\,(1+\alpha) + 2\,\alpha\,\frac{y}{h} \end{bmatrix}$$

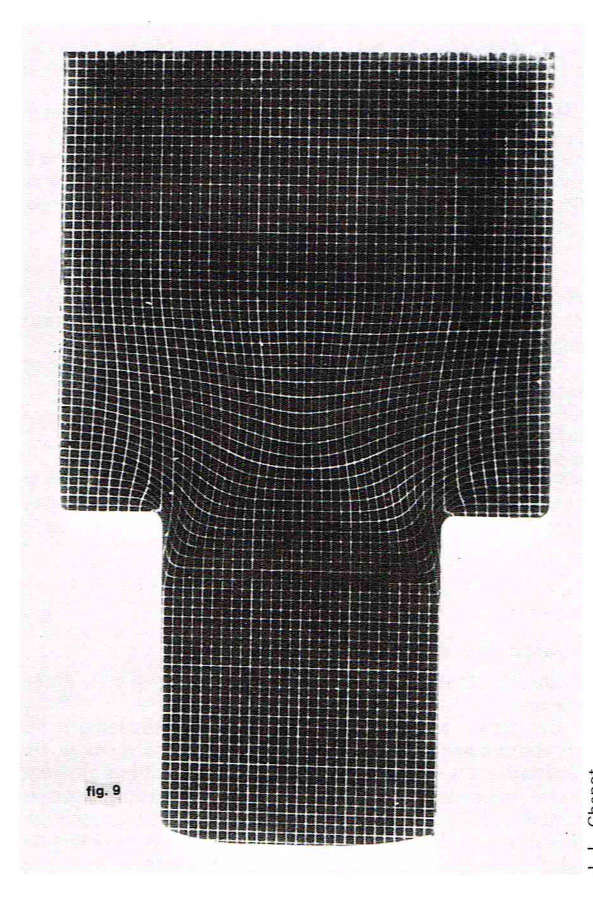
d'où : $$\dot{\bar{\varepsilon}} = \frac{2}{\sqrt{3}}\left|\left((1+\alpha) - 2\,\alpha\,\frac{y}{h}\right)^2 + \alpha^2\,\frac{x^2}{h^2}\right|^{1/2}$$

Si l'on ajoute les termes de frottement, on obtient donc la puissance dissipée totale sous la forme :

$$\dot{W}_T = \int_{-a}^{a}\int_{0}^{h} \sigma_0\dot{\bar{\varepsilon}}\,dx\,dy + \bar{m}\,\frac{\sigma_0}{\sqrt{3}}\int_{-a}^{a}|(1+\alpha)\,x|\,dx + \bar{m}\,\frac{\sigma_0}{\sqrt{3}}\int_{-a}^{a}|(1-\alpha)\,x|\,dx$$

Trouver le minimum d'une telle fonction nécessite effectivement le recours au calcul numérique : on préfère souvent idéaliser l'écoulement du métal par des blocs rigides qui glissent les uns sur les autres (voir *fig.* 8 c). Dans ces conditions, la déformation est concentrée aux interfaces des blocs ; par exemple, la puissance dissipée par glissement des blocs 1 par rapport à 2 avec une vitesse relative tangentielle V_{12} est : $\frac{\sigma_0}{\sqrt{3}}\,|V_{12}| \times |AB|$.

★ *Méthode expérimentale de visualisation.* La technique consiste généralement à imprimer sur la pièce un marquage (souvent un quadrillage) [voir *fig.* 9] qui permet, après mise en forme, de visualiser et même de calculer les déformations locales.



▶ ***Figure 9 :* méthode expérimentale de visualisation. La technique consiste à imprimer sur la pièce un marquage (quadrillage, par exemple) qui permet de visualiser la déformation après la mise en forme.**

La métallurgie de la mise en forme

Le comportement physique du métal au cours d'une opération de mise en forme doit être bien connu pour deux raisons essentielles :

— La résistance opposée par le matériau à la déformation plastique détermine les *efforts* (effort et couple de laminage, effort de filage, etc.) et la *puissance* à fournir pour effectuer la déformation. Cette résistance dépend, bien entendu, du matériau et de son état initial, mais aussi de la vitesse et de la température de déformation.

— La structure métallurgique du matériau après déformation conditionne ses propriétés d'emploi. Elle résulte de toute l'histoire mécanique et thermique qu'il a subie depuis sa solidification. Le cycle de mise en forme de presque toutes les pièces métalliques comporte d'abord une ou plusieurs déformations à chaud suivies très souvent de déformations à froid, puis de traitements thermiques. Les évolutions structurales qui accompagnent ces opérations sont donc très complexes, d'autant plus que le matériau y est soumis à des vitesses de déformation ou à des températures variables au cours du temps.

Avant de décrire l'évolution du métal dans les opérations de mise en forme à froid, puis à chaud, nous examinerons les différentes méthodes expérimentales utilisées en laboratoire pour aborder ces problèmes.

Méthodes expérimentales

Deux grands types d'essais sont couramment utilisés : en *fluage*, on impose à l'échantillon une *contrainte* (ou un effort), et on mesure sa déformation ; dans les autres essais (traction, compression, torsion), on impose au contraire une *déformation*, et on mesure l'effort nécessaire. (Voir plus loin : *Propriétés mécaniques des matériaux.*)

Ces divers procédés permettent d'étudier la déformation des métaux dans une gamme de vitesses très étendue (*fig.* 10). On remarquera cependant que les vitesses de déformation rencontrées dans les processus industriels ne sont pas atteintes, en général, par les procédés de laboratoire, sauf avec quelques techniques particulières encore peu utilisées (barres de Hopkinson, plastomètre à came).

Fluage

L'éprouvette de métal portée à une température T est soumise à un effort de traction F constant. Son allongement $\Delta L = L - L_0$ (L_0 longueur initiale) est enregistré en fonction du temps, d'où l'on déduit la *courbe de fluage*, c'est-à-dire les variations de :

$$\dot{\bar{\varepsilon}} = \frac{\Delta \dot{L}}{L} = \frac{\frac{d}{dt}(\Delta L)}{L_0 + \Delta L}$$

en fonction du temps.

On peut également en déduire la *durée de vie* de l'échantillon soumis à une température et à une contrainte initiale données : c'est le temps qui s'écoule entre le chargement et la rupture de l'éprouvette. Les essais de fluage concernent en principe les faibles vitesses de déformation.

Traction et compression

Ces essais permettent d'effectuer des essais à vitesse plus élevée. Certains essais de compression utilisant un *plastomètre à came* permettent même d'atteindre des vitesses de déformation de plusieurs centaines de s^{-1}.

Dans l'essai de traction, qui est généralement effectué à *vitesse d'allongement* $\Delta \dot{L}$ constante, mais aussi parfois à *vitesse de déformation* $\frac{\Delta \dot{L}}{L}$ constante, on enregistre l'effort F fourni pour déformer l'éprouvette à une température donnée, en fonction de l'allongement ΔL de celle-ci. On en déduit la courbe $\sigma(\bar{\varepsilon})$ donnant les variations de la contrainte d'écoulement du matériau en fonction de la déformation subie, au moyen des formules suivantes :

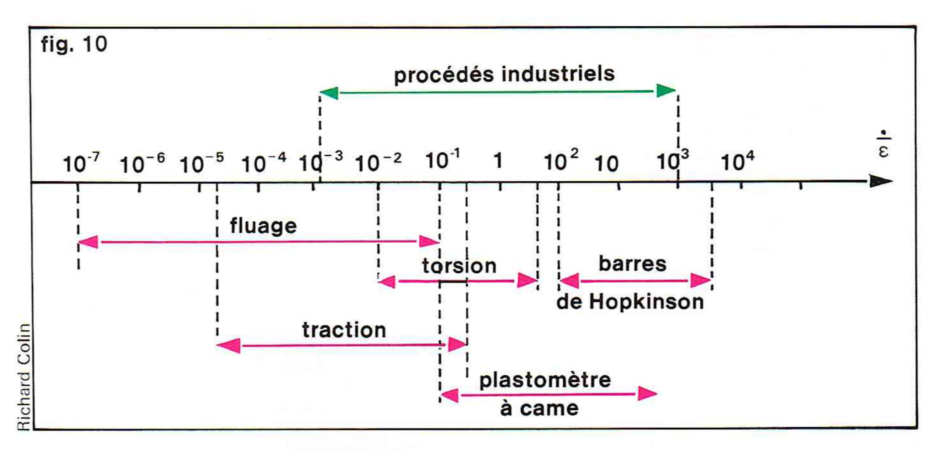
$$\begin{cases} \bar{\varepsilon} = \text{Log}\left(1 + \frac{\Delta L}{L_0}\right) \\ \sigma = \frac{F}{S_0}\left(1 + \frac{\Delta L}{L_0}\right) \end{cases}$$

où L_0 et S_0 désignent respectivement la longueur et la surface initiales de l'éprouvette.

L'essai de compression est réalisé sur des échantillons dont la hauteur est voisine du diamètre, pour des raisons de stabilité (risque de flambage). ΔL est alors négatif ($L < L_0$), et les formules ci-dessus deviennent :

$$\begin{cases} \bar{\varepsilon} = -\text{Log}\left(1 + \frac{\Delta L}{L_0}\right) \\ \sigma = \frac{F}{S_0}\left(1 + \frac{\Delta L}{L_0}\right) \end{cases}$$

Notons que, dans ces essais, la déformation est *homogène*, c'est-à-dire identique à un instant donné en tout point de l'échantillon.



▲ ***Figure 10 :*** ***gamme des vitesses de déformation obtenues par différentes méthodes d'essai en laboratoire.***

Torsion

L'essai est réalisé à vitesse de rotation $\dot{N}$ constante. Contrairement au cas des essais de traction et de compression, la déformation $\bar{\varepsilon}$ n'est pas homogène : elle est toujours nulle sur l'axe de l'éprouvette et, à un instant donné, croît linéairement le long du rayon de celle-ci pour atteindre une valeur maximale $\bar{\varepsilon}_M$ à la surface. On enregistre le couple Γ nécessaire pour tordre l'éprouvette en fonction du nombre N de tours effectués. On en déduit au moyen des formules suivantes la courbe $\sigma(\bar{\varepsilon})$, donnant les variations de la contrainte d'écoulement en fonction de la déformation subie :

$$\begin{cases} \bar{\varepsilon}_M = \frac{2\pi}{\sqrt{3}}\frac{R}{L} N \\ \sigma_M = \frac{\sqrt{3}}{2\pi R^3}\Gamma(3 + m + n) \end{cases}$$

où R et L désignent le rayon et la longueur de l'éprouvette cylindrique. Il faut noter que $\bar{\varepsilon}_M$ et σ_M représentent la déformation et la contrainte d'écoulement à la surface de celle-ci. Les coefficients m et n sont définis par les relations :

$$m = \left(\frac{\partial \text{ Log } \Gamma}{\partial \text{ Log } \dot{N}}\right)_N \quad \text{et} \quad n = \left(\frac{\partial \text{ Log } \Gamma}{\partial \text{ Log } N}\right)_{\dot{N}}$$

Ils sont appelés respectivement coefficient de *sensibilité à la vitesse de déformation,* et coefficient de *sensibilité à la quantité de déformation* ou coefficient d'*écrouissage*. Si n peut être déterminé à partir d'une seule courbe de torsion Γ (N), il faut plusieurs courbes pour calculer m. Autrement dit, un essai de torsion unique est insuffisant pour déterminer la courbe $\sigma(\bar{\varepsilon})$.

Les essais de traction, compression et torsion donnent dans les mêmes conditions de vitesse et de température des courbes $\sigma(\bar{\varepsilon})$ très voisines, ce qui justifie l'utilisation de la déformation totale $\bar{\varepsilon}$. Complétés par les essais de fluage, ils permettent d'étudier d'une part la *rhéologie* des métaux, c'est-à-dire les variations de σ avec $\bar{\varepsilon}$, $\dot{\bar{\varepsilon}}$ et T, d'autre part leur *évolution structurale* au cours de la déformation.

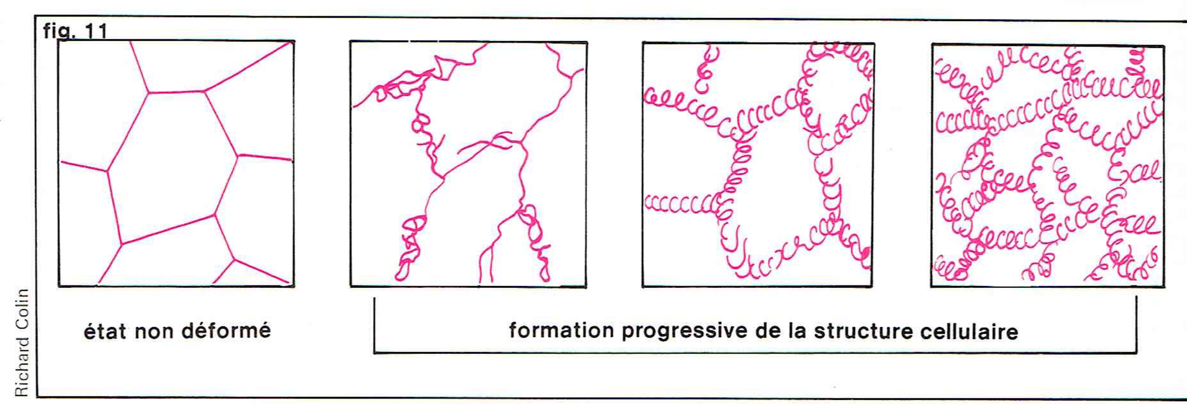
Métallurgie de la mise en forme à froid

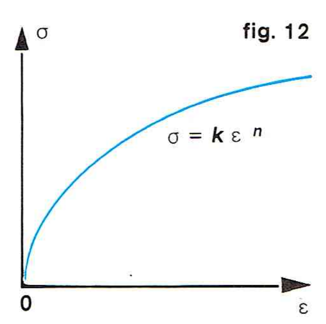
Mise en forme à froid

Précisons tout d'abord ce qu'il est convenu de désigner par cette expression pour un matériau métallique. Du point de vue de la pratique industrielle, elle concerne des procédés dans lesquels le métal n'est pas réchauffé *volontairement,* ni avant ni pendant la déformation. Notons cependant que la déformation elle-même peut engendrer des échauffements importants, dépassant couramment la centaine de degrés ; dans le cas de l'*usinage* des aciers, le copeau peut même atteindre une température de l'ordre de 1 000 °C. Le point de vue du physicien est différent : il parlera de déformation « à froid » si les phénomènes de diffusion sont négligeables. Par suite, la montée des dislocations est impossible, ainsi que tout processus de recristallisation ou de précipitation pendant ou après la déformation.

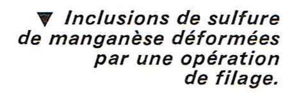
Pratiquement, on pourra considérer que la mise en forme « à froid » concerne le domaine de températures $T < 0{,}3\, T_f$, si T désigne la température absolue du matériau déformé et T_f sa température absolue de fusion. Donnons trois

▶ *Figure 11 : évolution de la structure cellulaire avec la déformation (cas d'un alliage à forte énergie de défaut d'empilement).*

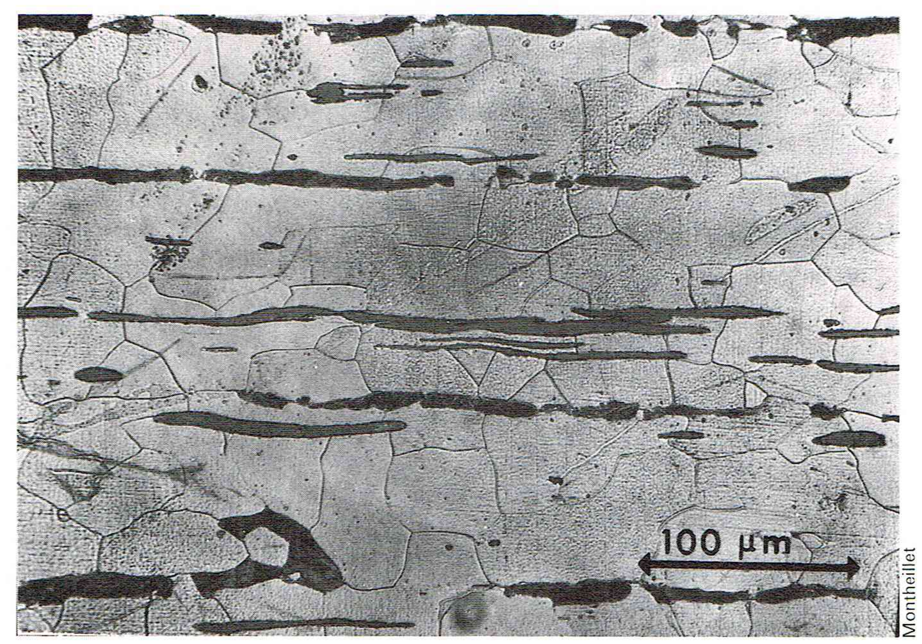




▲ *Figure 12 : courbe d'écrouissage typique dans le cas de la déformation à froid d'un échantillon polycristallin.*



▼ *Inclusions de sulfure de manganèse déformées par une opération de filage.*



exemples caractéristiques (en degrés Celsius) : Al, $\theta < 7$ °C ; Cu, $\theta < 134$ °C ; Fe, $\theta < 270$ °C.

Il est par conséquent évident que, dans la plupart des procédés de mise en forme « à froid », le comportement du métal sera plus ou moins influencé par l'échauffement résultant de la déformation et pourra sortir facilement du domaine « froid » défini par le physicien.

En allant du microscopique au macroscopique, nous allons voir que la déformation à froid provoque des modifications du métal au niveau de sa *structure cristalline,* de sa *texture* et, par suite, de ses *propriétés macroscopiques.*

Richard Colin

Modifications de la structure cristalline

Au cours d'une opération de mise en forme à froid, les quantités et les vitesses de déformation subies par le matériau sont très variables suivant le procédé et, pour certains procédés (matriçage), suivant le point considéré dans la pièce (la déformation est très hétérogène). Par exemple, en laminage à froid : $\bar{\varepsilon} \simeq 0{,}2$ à 1 par passe ; $\dot{\bar{\varepsilon}} \simeq 10$ à 10^3 s^{-1}.

La déformation provoque l'apparition de très nombreuses *dislocations* dans les grains du métal. C'est le phénomène d'*écrouissage.*

● Si l'énergie de défaut d'empilement γ est faible (quelques dizaines d'ergs/cm²), les dislocations sont fortement *dissociées* et par suite *peu mobiles.* Elles restent donc réparties uniformément dans les grains. C'est par exemple le cas du fer.

La densité de dislocations, voisine de 10^6 cm^{-2} dans un métal recuit, passera par exemple à 10^{11} ou 10^{12} cm^{-2} pour des déformations de l'ordre de 0,2 (20 %).

● Si l'énergie de défaut d'empilement est forte (quelques centaines d'ergs/cm²), les dislocations s'assemblent en *écheveaux* délimitant des *cellules d'écrouissage.* C'est le cas de l'aluminium. La *figure* 11 montre ainsi l'évolution de cette structure cellulaire lorsque la déformation augmente : les cellules deviennent plus petites et tendent vers une taille limite, voisine de 1 µm pour l'aluminium ; elles présentent entre elles de faibles désorientations cristallographiques (< 1°) qui augmentent avec la déformation. En même temps, les parois deviennent plus épaisses et plus enchevêtrées.

Dans certains cas, notamment lorsqu'il existe peu de possibilités de glissement (c'est-à-dire de mouvement des dislocations), la déformation peut engendrer des *macles* dites *mécaniques* (ou macles de déformation). C'est le cas du zinc.

Enfin parfois apparaissent des changements plus ou moins complets de structure cristalline. Citons par exemple la formation de *martensite d'écrouissage* dans certains aciers inoxydables.

Modifications de la texture

● *La forme des grains* évolue au cours de la déformation. Les grains déformés ne sont plus *équiaxes.* L'*hypothèse de Taylor* consiste à dire que chaque grain subit la même déformation que l'ensemble de l'échantillon.

De même, si le matériau contient des inclusions (ou des porosités), la déformation va introduire une *anisotropie* du matériau, comme l'illustre, par exemple, le filage d'un acier contenant du sulfure de manganèse MnS *(photo).*

Dans tous les cas, on peut parler de l'apparition d'une *« texture morphologique ».*

● Rappelons que, dans un échantillon polycristallin, si la distribution des orientations des grains n'est pas aléatoire, on dit que le matériau possède une ou plusieurs orientations préférentielles, appelées également *textures cristallographiques.* Au cours de la déformation à froid, la texture initiale (texture résultant de la déformation à chaud ou du recuit antérieurs) évolue progressivement vers une texture stable appelée *texture d'écrouissage,* qui dépend du matériau et du processus de déformation.

Ainsi, il existe deux textures de laminage à froid pour les métaux de structure cubique à faces centrées :

— Si γ est très faible, on observe la texture dite « du laiton », caractérisée par l'*orientation idéale* $\{110\}\langle 112\rangle$. Cela signifie que les grains ont tendance à présenter un plan $\{110\}$ parallèlement au plan de laminage et une direction $\langle 112\rangle$ (contenue dans ce plan) parallèlement à la direction de laminage.

— Si γ est moyenne ou forte, on rencontre la texture dite « du cuivre », pour laquelle on peut proposer différentes orientations idéales voisines, par exemple :

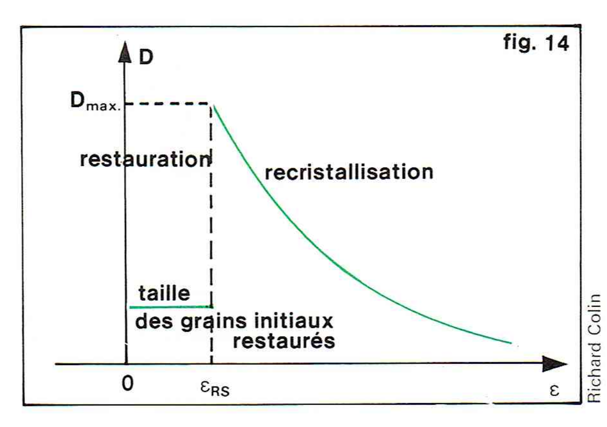
$$\{146\}\langle 112\rangle.$$

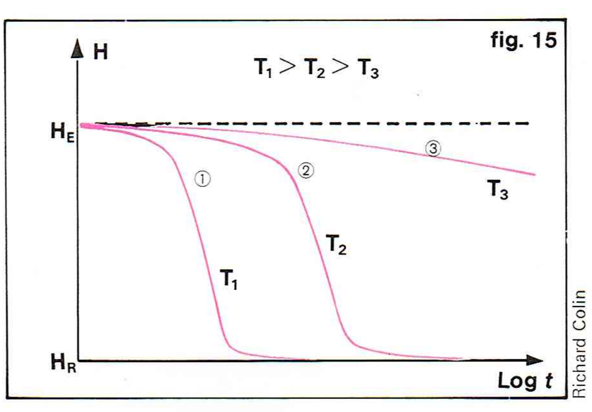
De même, le filage conduit à une *texture de fibre* caractérisée par une orientation cristallographique privilégiée, par exemple $\langle 110\rangle$ pour les métaux cubiques centrés.

Évolution des propriétés mécaniques

Si la plupart des propriétés physiques sont plus ou moins affectées par la déformation plastique, les caractéristiques mécaniques sont toujours profondément modifiées par suite des changements de structure et de texture.

L'*écrouissage* augmente la résistance du métal à la déformation. Ainsi la *figure* 12 montre que la contrainte d'écoulement d'un échantillon de métal polycristallin augmente avec la déformation plastique subie $\bar{\varepsilon}$. En négligeant l'élasticité, cette variation peut être décrite dans la plupart des cas par une loi du type : $\sigma = k\bar{\varepsilon}^n$, pratiquement indépendante de la vitesse de déformation. n désigne





◀ *Figure 14 : taille des grains recristallisés en fonction de la déformation antérieure $\bar{\varepsilon}$.*
Figure 15 : évolution de la dureté d'un métal initialement écroui en fonction du temps de recuit (H_E : dureté de l'état écroui ; H_R : dureté de l'état entièrement recristallisé).

le *coefficient d'écrouissage*, compris généralement entre 0,1 et 0,2.

De même, l'écrouissage augmente la *dureté* du métal et améliore sa *résistance au fluage*, mais diminue sa *ductilité* et sa *résilience*, surtout lorsque l'énergie de défaut d'empilement γ est faible (pas de structure cellulaire). Ces phénomènes sont étroitement liés à l'augmentation de la densité de dislocations ρ provoquée par la déformation plastique, ce qui se traduit par la relation : $\sigma = \alpha\mu b\sqrt{\rho}$ où α est une constante voisine de l'unité, μ le module de cisaillement du métal, et b le vecteur de Burgers des dislocations.

Quant à la *texture d'écrouissage* induite par la déformation, elle entraîne une anisotropie des propriétés mécaniques, particulièrement accentuée, par exemple, dans le cas des tôles laminées à froid.

Effets d'un recuit après déformation à froid

Dans la pratique, une opération de mise en forme à froid est très souvent suivie d'un traitement de recuit qui permet de retrouver au moins partiellement les caractéristiques initiales du métal. Nous examinerons successivement l'effet d'un tel traitement sur la structure cristalline, la texture et les propriétés macroscopiques.

● *Évolution de la structure.* Au cours de la déformation, le métal a emmagasiné une certaine quantité d'énergie élastique sous forme de dislocations. Au cours du recuit, l'agitation thermique favorise un retour plus ou moins complet vers l'état d'origine plus stable, parce que moins énergétique. Cette évolution peut s'effectuer suivant trois mécanismes :

— *La restauration statique.* A partir de la structure d'écrouissage, cellulaire ou non, les dislocations se réarrangent, tandis que se produisent des phénomènes d'*annihilation* (dislocation $\vec{b}$ + dislocation $-\vec{b} \rightarrow$ cristal parfait) pour former des *sous-joints* qui limitent des *sous-grains*. La *figure* 13 montre la structure d'un *sous-joint de flexion* constitué d'une seule famille de dislocations coin parallèles ; il existe aussi des sous-joints complexes faisant intervenir plusieurs familles de dislocations. Lorsque le recuit est prolongé, les sous-grains peuvent grossir par coalescence, mais ce phénomène est en général masqué par la recristallisation.

— *La recristallisation statique* n'intervient que si la déformation antérieure $\bar{\varepsilon}$ dépasse une valeur critique $\bar{\varepsilon}_{RS}$, et ne commence qu'après un *temps d'incubation* t_{RS}. C'est l'apparition dans le métal écroui de nouveaux cristaux, d'orientation différente de celle des grains déformés dans lesquels ils se développent, et qui remplacent peu à peu complètement la structure de déformation initiale. La taille des grains ainsi produits dépend fortement de la déformation antérieure (*fig.* 14) ; lorsque $\bar{\varepsilon}$ est légèrement supérieure à $\bar{\varepsilon}_c$, les grains recristallisés peuvent être de grande taille (recristallisation grossière). Les structures à grains fins sont au contraire recherchées, car elles conduisent à une limite d'élasticité plus élevée, une meilleure ductilité et un meilleur aspect de surface si l'on soumet le matériau ainsi recuit à une nouvelle déformation à froid (emboutissage des tôles laminées et recuites).

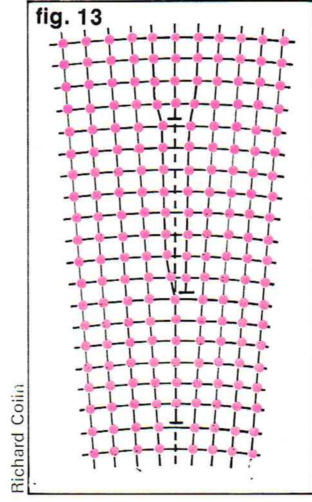
— *Le grossissement du grain.* Si le recuit est prolongé après une recristallisation statique totale, certains grains se développent aux dépens d'autres grains plus petits. Ce phénomène peut être *homogène* ou *hétérogène* : dans le deuxième cas, quelques grains envahissent la quasi-totalité du métal recristallisé. On parle alors souvent de *recristallisation secondaire*.

● *Évolution de la texture.* La restauration statique ne modifie ni la forme des grains, ni la texture cristallographique. Par contre, la recristallisation donne naissance à une *texture de recristallisation* qui vient remplacer la texture d'écrouissage. Cette nouvelle texture dépend de nombreux paramètres, et il existe de nombreuses orientations idéales suivant les cas.

● *Évolution des propriétés mécaniques.* Le recuit produit un *adoucissement* du métal. La *figure* 15 montre de façon schématique l'évolution de la *dureté* en fonction du temps de recuit pour une déformation antérieure donnée. Les courbes comportent en général trois parties (courbes 1 et 2) : la première partie à pente faible est d'autant plus courte que la température de recuit est plus élevée ; elle correspond au phénomène de restauration statique ; la deuxième partie à pente forte correspond à la recristallisation statique ; la troisième partie à pente presque nulle correspond au grossissement du grain. Si la température de recuit est trop faible, la recristallisation ne se produit pas, et l'on voit que la restauration seule ne permet pas au matériau de retrouver sa dureté initiale (courbe 3) : l'adoucissement n'est que partiel.

Pour obtenir des propriétés mécaniques bien déterminées, on peut combiner écrouissage et recuit, en effectuant un traitement de *recristallisation partielle* (recuit contrôlé), ou d'*écrouissage partiel* (déformation contrôlée). En général, pour une même résistance mécanique, le premier procédé donne un matériau plus homogène et donc plus ductile.

Notons enfin que, tout comme la texture d'écrouissage, la texture de recristallisation entraîne en général une anisotropie des propriétés mécaniques. Les *cornes d'emboutissage*, qui apparaissent en nombre et importance variables suivant le matériau utilisé, résultent également des textures de recristallisation.



▲ *Figure 13 : schéma d'un sous-joint de flexion.*

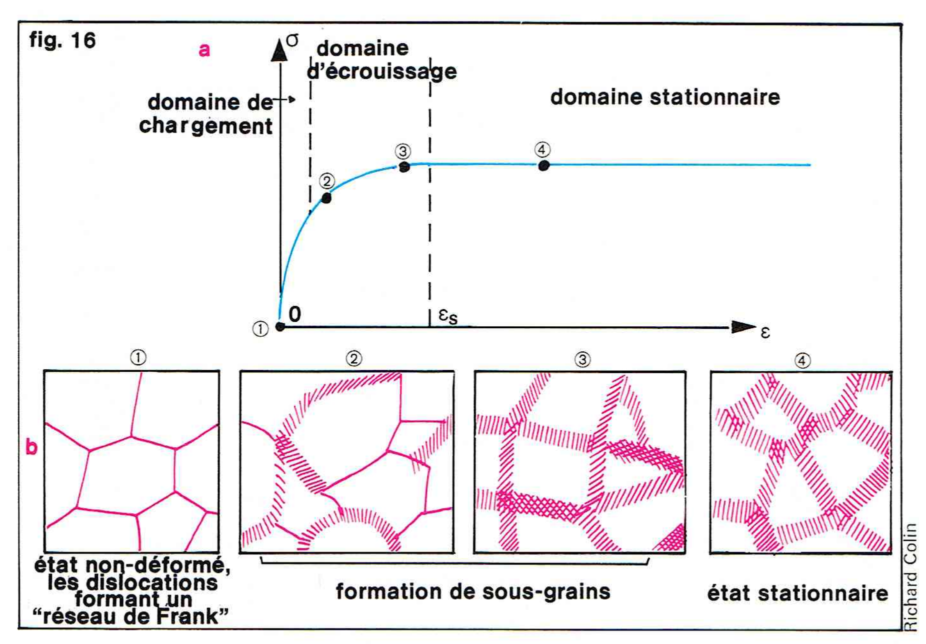
Métallurgie de la mise en forme à chaud

Mise en forme à chaud

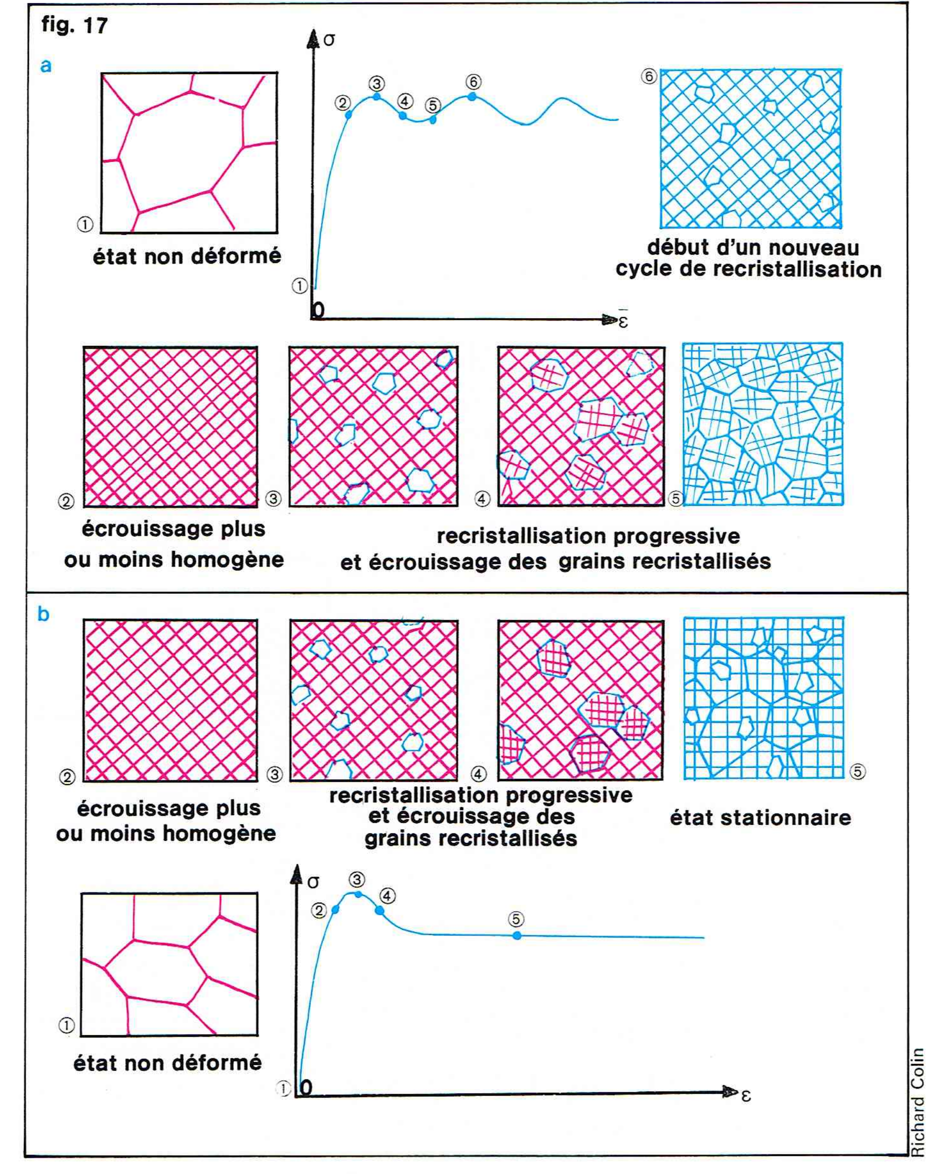
Elle concerne les opérations de déformation plastique effectuées à une température absolue T > 0,5 T_f (T_f température absolue de fusion du matériau). Donnons trois exemples (en degrés Celsius) : Al, θ > 193 °C ; Cu, θ > 405 °C ; Fe, θ > 631 °C. Le domaine intermédiaire défini par 0,3 T_f < T < 0,5 T_f (déformation « à tiède ») est actuellement peu utilisé dans la pratique industrielle.

Presque toutes les pièces métalliques commencent par subir une ou plusieurs déformations à chaud au cours de leur cycle de mise en forme. Certaines sont utilisées telles quelles, et c'est donc la déformation à chaud qui détermine leur structure métallurgique et leurs propriétés d'emploi. La plupart sont déformées ensuite à froid, et, dans ce cas, la déformation à chaud antérieure peut modifier les conditions de cette deuxième transformation.

Nous avons vu plus haut que l'évolution du métal au cours d'un recuit succédant à une déformation à froid s'effectue par restauration et éventuellement recristallisation statiques. Au cours d'une déformation à chaud, la structure du métal évolue suivant des processus sensiblement analogues : la *restauration dynamique*, et éventuellement la *recristallisation dynamique*. Nous commencerons par décrire ces mécanismes.



▲ *Figure 16 : restauration dynamique ; a, allure de la courbe σ ($\bar{\varepsilon}$) ; b, évolution structurale correspondante.*
▼ *Figure 17 : recristallisation dynamique : allure des courbes σ ($\bar{\varepsilon}$) et évolutions structurales correspondantes ; a, vitesse de déformation faible ; b, vitesse de déformation élevée.*



Évolution structurale

● Pour les métaux ou alliages à forte énergie de défaut d'empilement (quelques centaines d'ergs/cm²), le seul mécanisme d'évolution structurale au cours de la déformation à chaud est la *restauration dynamique*. Dans ce cas, la courbe σ ($\bar{\varepsilon}$), décrivant les variations de la contrainte d'écoulement en fonction de la déformation totale, présente l'allure décrite par la *figure* 16 a. On peut la diviser en trois domaines :

— *Le domaine de chargement,* compris entre $\bar{\varepsilon} = 0$ et $\bar{\varepsilon} = 10^{-3}$ à 10^{-2} (soit 0,1 % à 1 %) suivant la température et la vitesse de déformation, est approximativement *linéaire*. Si E désigne le module d'élasticité du matériau à la température de l'essai, la pente de la courbe est comprise entre E/50 et E/5. Par conséquent, il ne s'agit pas d'un domaine élastique ; on le qualifie parfois de stade de « microdéformation plastique ». Bien que peu d'informations soient disponibles concernant l'évolution structurale dans ce domaine, on pense que la plupart des dislocations sont mobiles de façon réversible entre leurs points d'ancrage. On observe cependant une légère augmentation de la densité de dislocations qui passe, par exemple, de 10^6 à 10^7 cm^{-2}.

— *Le domaine d'écrouissage* est caractérisé par une pente beaucoup plus faible, comprise entre E/500 et E/100. Les dislocations forment progressivement une *structure cellulaire* assez analogue à la structure en écheveaux de la déformation à froid (*fig.* 16 b).

— *Le domaine stationnaire,* qui commence pour une déformation $\bar{\varepsilon}_S$ de l'ordre de 0,2 à 0,4 (soit 20 % à 40 %), est caractérisé par une contrainte d'écoulement σ_S constante, qui ne dépend que de la vitesse $\dot{\bar{\varepsilon}}$ et de la température T de la déformation. La structure est alors constituée de *sous-grains* approximativement équiaxes (alors que les grains initiaux subissent une déformation croissante avec $\bar{\varepsilon}$). La perfection des sous-joints, la taille (quelques microns) et la désorientation (quelques degrés) des sous-grains dépendent du métal, de $\dot{\bar{\varepsilon}}$ et de T, mais pas de $\bar{\varepsilon}$, du moins en première approximation. Ainsi, tout comme la contrainte d'écoulement, la structure apparaît comme *stationnaire*. Cela amène à admettre qu'un *équilibre dynamique* est réalisé entre la destruction des sous-grains par écrouissage et la création de nouveaux sous-grains par restauration : c'est le processus de *« repolygonisation ».* La taille des sous-grains augmente lorsque T augmente ou lorsque $\dot{\bar{\varepsilon}}$ diminue.

● Pour les métaux ou alliages à faible énergie de défaut d'empilement (quelques dizaines d'ergs/cm²), les domaines de chargement et d'écrouissage sont analogues au cas précédent (bien que la structure cellulaire soit d'autant moins nette que γ est plus faible). En revanche, si la vitesse de déformation n'est pas trop faible, à partir d'une déformation critique $\bar{\varepsilon}_{RD}$, la *recristallisation dynamique* vient concurrencer et même masquer la restauration dynamique.

La courbe σ ($\bar{\varepsilon}$) peut présenter deux aspects suivant que la vitesse de déformation $\dot{\bar{\varepsilon}}$ est faible ou élevée (*fig.* 17) :

— lorsque $\dot{\bar{\varepsilon}}$ est faible, la courbe σ ($\bar{\varepsilon}$) présente une allure pseudo-périodique, correspondant à une alternance de cycles d'écrouissage (σ croissante) et de recristallisation (σ décroissante) [*fig.* 17 a] ;

— lorsque $\dot{\bar{\varepsilon}}$ est élevée, la courbe σ ($\bar{\varepsilon}$) présente un maximum suivi d'un palier où σ conserve une valeur σ_S constante. L'écrouissage est dans ce cas assez rapide pour qu'un nouveau cycle de recristallisation commence avant la fin du précédent. Le régime stationnaire correspond donc ici à un équilibre dynamique entre écrouissage et recristallisation (*fig.* 17 b).

Lois de comportement

Les lois de comportement relient la contrainte d'écoulement σ aux paramètres $\dot{\bar{\varepsilon}}$ et T qui caractérisent la déformation, ainsi qu'à la quantité de déformation $\bar{\varepsilon}$. Lorsqu'il s'agit du calcul des efforts à fournir pour une opération de mise en forme, on utilise des relations du type $\sigma = f(\dot{\bar{\varepsilon}}, T, \bar{\varepsilon})$. Cependant, lorsque l'on cherche à expliquer le comportement du matériau à l'aide de modèles faisant intervenir le mouvement des dislocations et leurs interactions mutuelles, on aboutit plutôt à des lois de la forme $\dot{\bar{\varepsilon}} = g(\sigma, T, \bar{\varepsilon})$. Ce sont d'ailleurs des relations de

cette forme qui, historiquement, ont été établies les premières, au moyen d'expériences de fluage.

La plupart des lois de comportement connues concernent le *domaine stationnaire*. Elles sont généralement établies de façon empirique et, dans certains cas, justifiées par des modèles théoriques. La plus universelle semble être la loi en sinus hyperbolique :

$$\dot{\varepsilon} = A\,(\text{sh}\,\alpha\sigma_S)^n\, e^{-\frac{Q}{RT}}$$

où A, α, n et Q sont des constantes; α est en général voisin de $5 \cdot 10^{-5}$ Pa^{-1} (σ_S étant exprimé en Pa) et n de l'ordre de 5.

— Pour les *faibles contraintes* (soit $\alpha\sigma_S < 0{,}8$), cette expression se simplifie pour donner :

$$\dot{\varepsilon} = A\,\alpha^n\sigma_S^n\, e^{-\frac{Q}{RT}} = A'\,\sigma_S^n\, e^{-\frac{Q}{RT}}$$

$\dot{\varepsilon}$ est alors une *fonction puissance* de σ_S.

— Pour les *fortes contraintes*, on obtient une nouvelle formule simplifiée :

$$\dot{\varepsilon} = \frac{A}{2^n}\, e^{n\alpha\sigma_S}\, e^{-\frac{Q}{RT}} = A''\, e^{\beta\sigma_S}\, e^{-\frac{Q}{RT}}$$

et $\dot{\varepsilon}$ est une *fonction exponentielle* de σ_S.

Inversement, σ_S est une fonction puissance de $\dot{\varepsilon}$ (d'exposant voisin de 0,2) pour les faibles vitesses de déformation et une fonction logarithme de $\dot{\varepsilon}$ pour les fortes vitesses. Autrement dit, le coefficient de sensibilité de la contrainte à la vitesse de déformation, soit

$$m = \frac{\partial\,\text{Log}\,\sigma_S}{\partial\,\text{Log}\,\dot{\varepsilon}}$$

diminue lorsque $\dot{\varepsilon}$ augmente.

En ce qui concerne la dépendance de $\dot{\varepsilon}$ vis-à-vis de la température, elle revêt l'apparence d'une loi d'Arrhénius. Q désigne l'*énergie d'activation apparente* de la déformation. Le *tableau* I donne des valeurs numériques de Q dans le cas du fluage (faible vitesse), de la déformation à vitesse imposée (vitesse plus élevée), et à titre de comparaison l'*énergie d'activation de l'autodiffusion* dans le matériau considéré.

Dans tous les cas, les énergies d'activation du fluage et de l'autodiffusion sont très proches. On peut en déduire que le *fluage* et, plus généralement, les déformations à chaud à faible vitesse font intervenir le *mouvement des lacunes*. Plus précisément, c'est la *montée des dislocations* qui nécessite un apport de lacunes (montée positive) ou au contraire fournit des lacunes (montée négative), et qui « contrôle » le mécanisme de déformation, à savoir dans ce cas la *restauration dynamique*.

Le cas des déformations à vitesse moyenne ou élevée est plus complexe :

— pour l'aluminium et le fer α, l'énergie d'activation ne diffère pas de l'énergie d'activation de l'autodiffusion, ce qui traduit le fait que ces métaux à forte énergie de défaut d'empilement ne subissent pas de recristallisation dynamique;

— pour le cuivre, on observe au contraire une énergie d'activation très supérieure à celle de l'autodiffusion, ce que l'on rapprochera du fait que ce métal à faible énergie de défaut d'empilement subit la recristallisation dynamique;

— enfin, pour le fer γ, bien que les mécanismes de déformation à faible vitesse (restauration dynamique) et à forte vitesse (recristallisation dynamique) soient différents, on retrouve à peu près les mêmes valeurs d'énergie d'activation. Cela montre bien que ces énergies d'activation *apparentes* peuvent résulter de divers mécanismes simultanés, et donc qu'une très grande prudence s'impose dans l'interprétation physique des valeurs déterminées expérimentalement.

Effet sur les propriétés mécaniques

La déformation plastique à chaud modifie la *structure* du métal et, par conséquent, agit sur ses *propriétés mécaniques*. Ainsi, la présence de sous-grains résultant de la restauration dynamique augmente la limite d'élasticité à la température ambiante, suivant une loi du type : $\sigma_0 = \sigma_0^1 + Kd^{-p}$ où σ_0^1 désigne la limite d'élasticité en l'absence de sous-grains et d la taille des sous-grains. Dans le cas de l'aluminium et du fer, p est voisin de 1. Cette relation est analogue à la loi de Hall et Petch relative à la taille des grains D :

$$\sigma_0^1 = \sigma_0^2 + k'D^{-\frac{1}{2}}$$

Tableau I
Énergie d'activation apparente de la déformation lors de la mise en forme à chaud de quelques métaux

Métaux	Énergie d'activation apparente (en Kcal/mole)		
	Déformation à vitesse imposée (moyenne ou élevée)	Déformation à faible vitesse (fluage)	Autodiffusion
Aluminium	37	33-36	33
Fer α	66	68	57-67
Cuivre	72	47-56	44-56
Fer γ	67	61	65-74

▲ ***Tableau I :*** ***énergie d'activation apparente de la déformation lors de la mise en forme à chaud de quelques métaux.***

Cela montre que la présence de grains fins résultant de la recristallisation dynamique augmente également la limite d'élasticité à la température ambiante.

Ajoutons pour terminer que les sous-grains formés par restauration dynamique à une température T peuvent améliorer considérablement la résistance au fluage à une température T' < T, surtout s'ils sont *stabilisés* par des phénomènes de précipitation sur les dislocations qui constituent les sous-joints (cas de certains superalliages à base de nickel).

Aspects tribologiques de la mise en forme des métaux

Très généralement, la *tribologie* étudie le *frottement* entre deux corps massifs glissant l'un sur l'autre, les possibilités de *lubrification* de l'interface correspondante et l'*usure* induite. Les problèmes associés sont de nature très diverse : mécanique, thermique, physico-chimique. La mise en forme des métaux pose des problèmes de ce type, particulièrement importants d'un point de vue pratique, comme le montrent les exemples suivants, illustrés par la *figure* 18.

● Le glissement du métal sur l'outil induit à l'interface métal-outil une cission de *frottement* (*fig.* 18 a) qui dissipe une énergie qui lui est proportionnelle : l'énergie d'une mise en forme augmente avec le frottement.

● Le forgeage d'une aube de compresseur est un cas particulièrement spectaculaire où la majeure partie de l'*effort de mise en forme* est due au frottement. L'analyse des contraintes par la méthode des tranches met en évidence la *colline de frottement :* la valeur absolue de la contrainte normale à l'interface aube-matrice croît des bords au centre où sa valeur élevée est due à l'aplatissement important du produit. *La maîtrise des dimensions finales de l'aube* nécessite la prise en compte de la déformation élastique de l'outillage.

● Le frottement et les échanges thermiques entre le métal et l'outil conditionnent la morphologie de l'écoulement du métal et, de ce fait, les propriétés mécaniques et métallurgiques du produit;

— le filage des aciers est lubrifié par du verre qui assure un frottement limité et diminue le refroidissement du métal par l'outillage; l'écoulement s'amorce très près de la filière et ne comprend pas de zone morte;

— le filage du cuivre n'est pas lubrifié, mais l'oxyde de cuivre assure un frottement modéré; le refroidissement du métal, plus important, durcit sa périphérie et introduit une zone morte de faible étendue;

— pour les laitons, le fort frottement induit par l'oxyde de zinc et le refroidissement du métal provoquent la formation d'une zone morte très étendue.

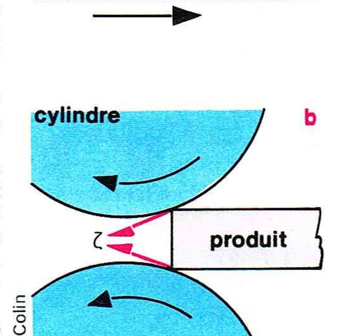
● Pour limiter le frottement, on lubrifie l'opération de mise en forme. Toutefois, certains procédés nécessitent un niveau minimal de frottement *(Forgeage d'une nervure)*. Ainsi, l'entraînement du métal dans la cage de laminage est assuré par la cission de frottement (*fig.* 18 b).

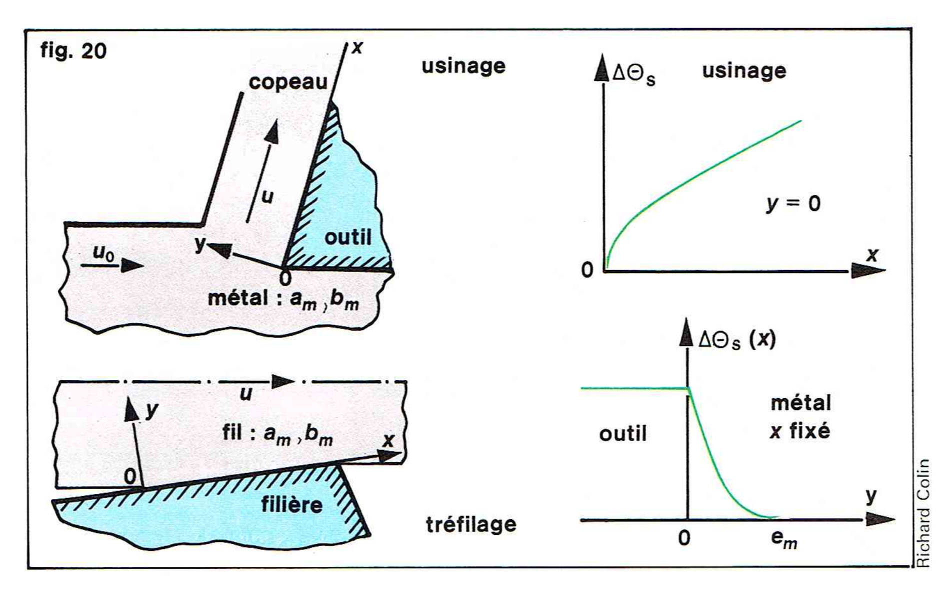
● La rugosité du produit dépend de la nature du *lubrifiant* utilisé.

● L'usure de l'outillage dépend d'une manière complexe des sollicitations mécaniques et thermiques induites par la mise en forme. Les premières dépendent directement de la colline de frottement et du glissement

▼ ***Figure 18 : exemples d'aspects tribologiques de la mise en forme des métaux ;*** ***a, interface métal-outil (σ : contrainte normale, τ : cission de frottement) ;*** ***b, entraînement en laminage.***

fig. 18 a
σ
ζ
outil
métal





Richard Colin

▲ *Figure 20 : échauffement dû au frottement dans les procédés à outil fixe (usinage, tréfilage). Les courbes indiquent la distribution de l'échauffement.*

du métal sur l'outil, les secondes des transferts thermiques du métal vers l'outil et de l'énergie dissipée en frottement.

Frottement

Modèles de frottement

Deux modélisations sont utilisées pour définir quantitativement l'intensité du frottement.

Sous contrainte normale modérée, Coulomb a établi expérimentalement que la cission de frottement τ est proportionnelle à la contrainte normale σ (*fig.* 18 a) : $\tau = \mu\,|\sigma|$; μ est le coefficient de frottement de Coulomb. Sous forte contrainte normale, comme en mise en forme, cette loi n'est plus forcément vérifiée. Mais on peut toujours poser :

$$\tau = \begin{cases} \mu\,|\sigma| & \text{si } \tau \leqslant \sigma_0/\sqrt{3} \\ \sigma_0/\sqrt{3} & \text{sinon} \end{cases}$$

La restriction est imposée par le critère de plasticité de von Mises.

Le modèle de Tresca, mieux adapté à la mise en forme, suppose que τ est une fraction de la cission maximale $\sigma_0/\sqrt{3}$ (selon von Mises) :

$$\tau = \overline{m}\,\sigma_0\sqrt{3} \quad (0 \leqslant \overline{m} \leqslant 1)$$

$\overline{m}$ est le coefficient de frottement de Tresca.

Mesure du frottement

Le frottement est éminemment variable et dépend, notamment, de la nature des antagonistes (métal, outil, lubrifiant), de l'état de surface du métal et de l'outillage, de la cinématique du procédé, de la contrainte normale et de la température.

Dans la mise en forme à chaud non lubrifiée, le frottement est souvent proche du frottement maximal $\overline{m} = 1$. Toutefois, les oxydes de certains métaux (cuivre, fer) peuvent assurer un frottement plus faible. La mise en forme à froid est généralement lubrifiée ; le frottement est plus faible : $\overline{m}$ varie typiquement entre 0,05 et 0,2.

On mesure expérimentalement le frottement à l'aide de *tests* dont le plus utilisé est le test de l'anneau (*fig.* 19) : lors de l'écrasement d'un anneau entre tas plats, le frottement gêne l'écoulement centrifuge du métal, et, à écrasement donné, le diamètre interne est d'autant plus petit que le frottement est important.

Une abaque théorique permet de déduire de l'évolution des dimensions l'ordre de grandeur du coefficient de frottement de Tresca.

On peut également instrumenter la machine de mise en forme et déduire l'ordre de grandeur du frottement des résultats des mesures, éventuellement avec l'aide d'un modèle mécanique du procédé. Les coûts correspondants sont évidemment plus élevés.

Échauffement induit

Le frottement dissipe à l'interface métal-outil une puissance par unité de surface (*fig.* 20 a) :

$$\Phi = \tau\,|\Delta\vec{u}| = \overline{m}\,\frac{\sigma_0}{\sqrt{3}}\,|\Delta\vec{u}|$$

où $\Delta\vec{u}$ est la vitesse relative du métal par rapport à l'outil. Cette énergie va se répartir par conduction thermique dans le métal et l'outil et échauffer leur superficie. Appelons K, ρ et c respectivement la conductivité thermique, la masse volumique et la chaleur massique. On définit : la diffusivité thermique $a = \mathrm{K}/\rho c$ et l'effusivité thermique $b = \sqrt{\mathrm{K}\rho c}$. Les indices m et o sont respectivement relatifs au métal et à l'outil. Deux cas se présentent :

— L'outil est fixe (usinage, tréfilage). Le flux thermique absorbé par l'outil est constant et généralement petit devant Φ. Alors, l'échauffement superficiel dû au frottement vaut (*fig.* 20 b) :

$$\Delta\theta_S\,(x) \simeq 0{,}7\,\frac{\overline{m}\sigma_0\sqrt{ux}}{b_m}$$

Le métal subit un échauffement d'allure sensiblement parabolique sur une profondeur $e_m\,(x) = \sqrt{6\,a_m\,\dfrac{x}{u}}$

La résolution de l'équation de la chaleur fournit la distribution de température de l'outil.

— L'outil est mobile (laminage) ou l'opération est discontinue (filage, forgeage) [*fig.* 21 a]. Le flux Φ se répartit au prorata des effusivités thermiques :

$$\Phi_m = \frac{b_m\,\Phi}{b_m + b_0} \qquad \Phi_0 = \frac{b_0\,\Phi}{b_m + b_0}$$

L'échauffement superficiel vaut, après une durée t de glissement (*fig.* 21 b) :

$$\Delta\theta_s \simeq 0{,}7\,\frac{\overline{m}\sigma_0\,|\Delta\vec{u}|\,\sqrt{t}}{(b_m + b_0)}$$

Chaque antagoniste subit un échauffement d'allure parabolique sur une profondeur $e = \sqrt{6\,at}$.

Lubrification

Lubrifiants de mise en forme

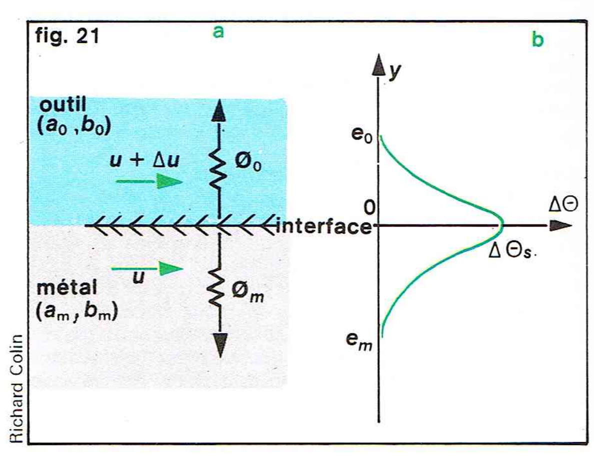
Il en existe une grande variété ; leurs fonctions sont généralement multiples : diminuer le frottement ; limiter les transferts thermiques du métal vers l'outil (écran thermique) ; refroidir l'outillage et minimiser son usure ; imposer au produit un état de surface désiré (lisse, rugueux) ; lubrifier les mécanismes annexes (par exemple, roulements des cages de laminoir) ; faciliter les opérations ultérieures, permettre la conservation du produit, etc.

On peut regrouper les lubrifiants en trois catégories :

— Les lubrifiants à base d'eau (eau pure, émulsions) s'imposent dans les procédés où le refroidissement de l'outillage est un problème primordial (laminage et forge à chaud), ou lorsque les problèmes de frottement ne sont pas critiques (par exemple, tréfilage du cuivre). Leur coût est faible. Le film lubrifiant est mince (h < 1 μm), et le produit obtenu lisse.

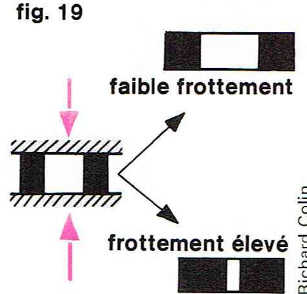
— Les lubrifiants à base visqueuse : il s'agit, à froid, des huiles et graisses minérales, végétales ou synthétiques, des savons métalliques (sels métalliques d'acides gras) ; à chaud, des verres. Ils engendrent un film plus épais, dit film hydrodynamique. Leur coût est plus élevé.

— Les lubrifiants spécifiques : goudrons, lanoline, suif, sciure, cires, etc.



Richard Colin

▼▶ *Figure 19 : mesure du frottement en mise en forme. Principe du test de l'anneau.*
Figure 21 : échauffement dû au frottement en laminage et dans les procédés non stationnaires ; a, géométrie ; b, distribution de l'échauffement.



Richard Colin

Tous ces lubrifiants sont généralement additivés. Dans certains cas, leur efficacité dépend directement des revêtements déposés sur le métal. Le plus important est le revêtement de phosphatation qui est utilisé pour la mise en forme à froid des aciers au carbone, lubrifiée par les savons (forge, tréfilage, étirage).

D'autres types de revêtements sont utilisés dans des problèmes spécifiques : cuivrage des pièces frappées à froid, étamage des boîtes de conserves étirées sur mandrin, film polymérique sur les tôles embouties.

Lubrification hydrodynamique

Elle est due à la viscosité du lubrifiant et à son augmentation avec la pression p selon la loi de Barus : $\eta = \eta_0 e^{\gamma p}$.

Le lubrifiant est capable d'interposer entre l'outil et le métal un film dont l'épaisseur, de l'ordre du μm, augmente avec la vitesse et la viscosité.

Les conséquences pratiques sont les suivantes :

— le frottement décroît quand h augmente et atteint une faible valeur ($\mu \simeq$ 0,02 à 0,05) en film complet (peu de contacts directs métal-outil [*fig.* 22 a]) ;

— l'usure de l'outillage est très faible en régime complet ;

— la rugosité augmente avec h. En film complet, le produit obtenu est mat et très rugueux.

Additifs de frottement

Ils agissent à faible concentration (quelques pour cent) et ont pour rôle de diminuer le frottement au niveau des contacts directs métal-outil (*fig.* 22 b). Il en existe une grande variété :

— *Additifs limite :* alcools gras, acides gras, etc. Ils s'adsorberaient jusqu'à une certaine température sur les surfaces métalliques pour former des couches plus ou moins ordonnées et protectrices, ayant une épaisseur de l'ordre de 0,1 μm.

— *Additifs anti-usure et extrême pression :* produits soufrés, chlorés, phosphorés, etc. Ils réagissent chimiquement avec les métaux à haute pression ou haute température pour former avec eux un film lubrifiant solide de quelques μm d'épaisseur.

— *Solides lamellaires :* graphite, bisulfure de molybdène, utilisés surtout dans la mise en forme à chaud ou à tiède. Ainsi, l'eau graphitée assure dans le forgeage à chaud de courte durée $\overline{m}$ voisin de 0,2.

Transferts thermiques du métal vers l'outil

Contact parfait

Lorsqu'on met en contact deux corps de surface plane et de température uniforme, mais différente, la température de surface, supposée identique pour les deux corps, se fixe instantanément à la moyenne des températures initiales, pondérée par leur effusivité thermique :

$$\theta_{sp} = \frac{b_0\theta_{oo} + b_m\theta_{mo}}{b_0 + b_m}$$

La distribution de température dans chaque corps est perturbée sur une profondeur $e \simeq \sqrt{12at}$ (*fig.* 23 a).

Contact réel

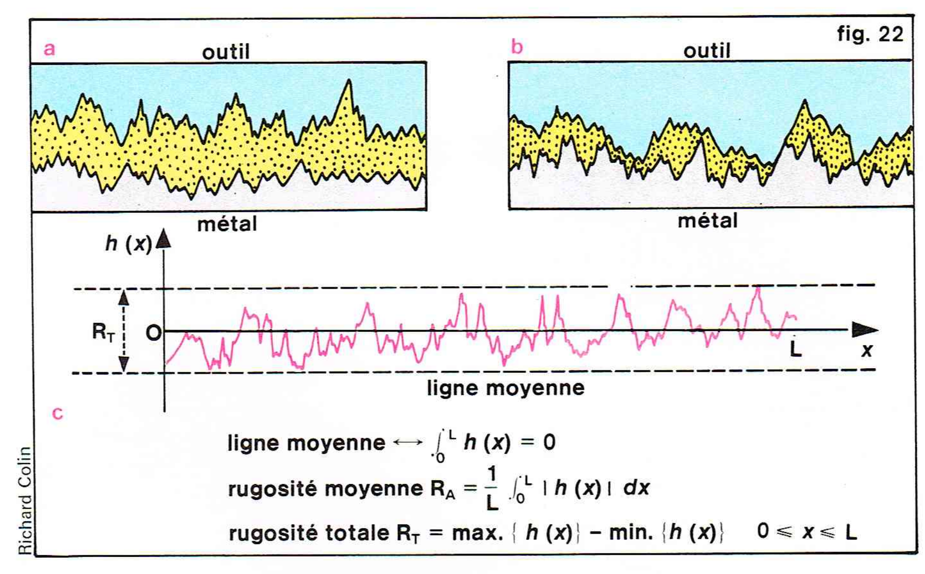
On n'observe pratiquement jamais les faits précédents. En effet, il existe à l'interface un certain nombre de causes de perturbation (rugosité, lubrifiant, oxydes superficiels) qui réduisent les transferts thermiques. Tout se passe comme si la température subissait une discontinuité $\Delta\theta_s$ (*fig.* 23 b). On écrit alors que le flux traversant l'interface est proportionnel à $\Delta\theta_s$: $\Phi = \bar{\alpha}\Delta\theta_s$; $\bar{\alpha}$ est la conductance thermique de l'interface : son inverse est la résistance thermique superficielle.

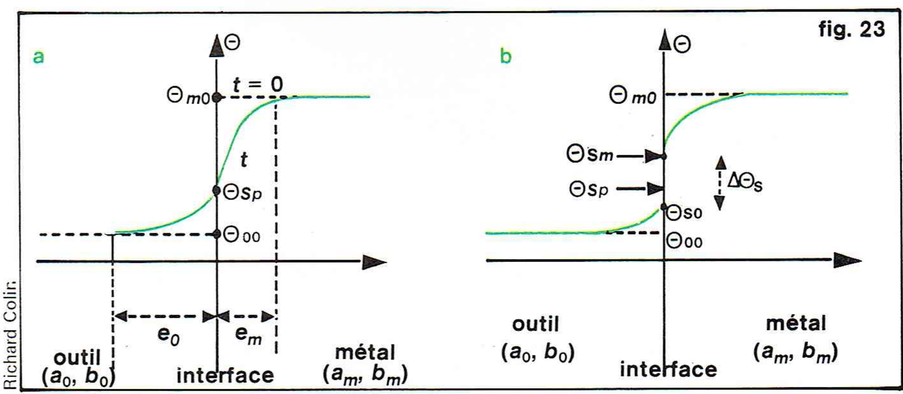
Les températures de surface tendent asymptotiquement vers θ_{sp}. Ainsi, la profondeur de pénétration et la température de surface du métal valent :

$$\begin{cases} \theta_{sm} = \theta_{sp} + X\,(\theta_{mo} - \theta_{sp}) \\ e_m = \sqrt{\dfrac{6\,a_m}{U}}\left(\dfrac{1}{X} - 1\right) \end{cases}$$

où

$$\begin{cases} U = \dfrac{3}{2}\left[\bar{\alpha}\left(\dfrac{1}{b_m} + \dfrac{1}{b_0}\right)\right]^2 \\ X^2 \exp\left(\dfrac{1}{X^2}\right) = \exp\,(2\,Ut + 1) \end{cases}$$





▲ ***Figure 22 :*** ***régimes de lubrification et rugosité ;***
a, régime hydrodynamique ;
b, régime de lubrification mixte ;
c, rugosité d'une surface.
Figure 23 : échange thermique entre deux corps de températures différentes ;
a, contact parfait ;
b, contact imparfait.

Les valeurs de $\bar{\alpha}$ se situent entre 10^4 et 10^5 $Wm^{-1} \cdot {}^\circ C^{-1}$. En particulier, une couche d'oxyde de conductibilité thermique K d'épaisseur e_c a une conductance : $\bar{\alpha} = K/e_c$.

État de surface

Notion d'état de surface

Ce terme recouvre diverses propriétés de la superficie du corps considéré, en général différentes de celles du cœur du matériau : la rugosité (*fig.* 22 c) ; la composition chimique ; la structure cristallographique et métallurgique ; les propriétés électriques (potentiel de surface) ; la dureté ; les contraintes résiduelles. Les propriétés superficielles du métal et de l'outil conditionnent le frottement et l'usure de l'outillage. Elles évoluent au cours de la mise en forme soit par suite de la déformation plastique du métal, soit par suite d'opérations annexes comme les traitements thermiques, chimiques ou électrochimiques.

Rugosité du métal

Cette notion est particulièrement importante dans le domaine des tôles d'acier laminées à froid où il existe une normalisation de la rugosité moyenne des états de livraison. Les rugosités peuvent être imprimées à la tôle par une opération de skin-pass ou passe de finition (réduction de ~ 1 %) à l'aide de cylindres grenaillés.

L'influence de la rugosité sur les conditions de mise en forme est multiple : le métal et l'outil sont en contact direct seulement sur une fraction de leur surface en regard (*fig.* 22 b). Dans la mise en forme à chaud, cela limite les transferts thermiques du métal vers l'outil. L'analyse de la déformation plastique des microcontacts a permis à Tabor de justifier théoriquement la loi de Coulomb découverte expérimentalement $\tau = \mu\,|\sigma|$. Le piégeage de lubrifiant dans les creux de la rugosité du métal augmente la portance des aspérités et diminue le frottement apparent.

La contribution des contacts métalliques au frottement est négligeable dès que l'épaisseur du film lubrifiant due à la viscosité ou à la réactivité chimique du lubrifiant vaut : $h > 2{,}5\,\sqrt{R_{Am}^2 + R_{Ao}^2}$. On est alors en film complet.

Composition chimique superficielle

Une série d'exemples permet de comprendre l'importance de ce paramètre.

- Le métal déformé à chaud est couvert d'une couche d'oxydes plus ou moins épaisse qui peut jouer un double rôle : un rôle de lubrifiant si cette couche est moins dure que le métal, un rôle d'écran thermique, car les oxydes sont en général moins bons conducteurs de la chaleur que le métal.
- A froid, les oxydes métalliques superficiels sont généralement abrasifs. On les élimine donc par grenaillage ou immersion dans une solution acide. On produit ainsi une surface propre, d'une haute réactivité chimique, qui accroche bien le lubrifiant ou un revêtement.
- Dans l'étirage sur mandrin d'un godet en acier étamé, à paroi mince, on maximise le frottement mandrin-godet qui est moteur en déposant sur la paroi interne un film d'étain mince qui laisse déboucher partiellement l'acier en surface. En revanche, le film d'étain plus épais qui recouvre la paroi externe minimise le frottement filière-godet qui est résistant.
- La composition chimique superficielle de l'outillage peut évoluer fortement : soit par accumulation à sa surface d'un film de transfert mince, constitué par exemple des débris formés par l'abrasion du métal sur les aspérités de l'outillage (le frottement peut être ainsi fortement diminué) ; soit sous l'effet des contraintes et des échauffements induits par la mise en forme, par diffusion de certains éléments constitutifs du métal ou du lubrifiant dans l'outil. Dans le cas du forgeage à chaud, la dureté superficielle est ainsi fortement augmentée.

Usure de l'outillage

Dans tous les procédés de mise en forme, on rencontre de l'usure par adhésion-rupture, fatigue mécanique et attaque chimique par le lubrifiant. Dans la mise en forme à chaud s'introduisent en outre la fatigue thermique et le fluage (ou déformation plastique).

Un exemple particulièrement critique est celui de la forge à chaud où la durée de vie des outillages est très limitée (quelques milliers de pièces). La *figure* 24 a donné à titre d'exemple la répartition des divers modes d'usure sur une gravure de forge à chaud. Les principaux moyens de limiter cette usure sont les suivants :

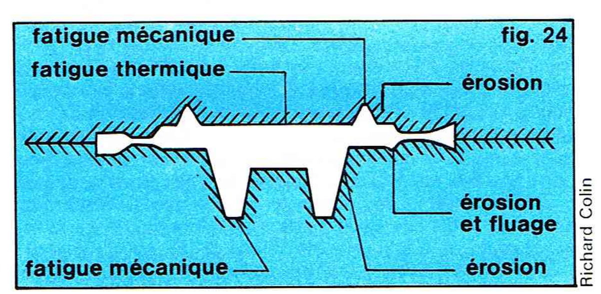
— Choix de la nuance de l'outillage (aciers à outil, aciers rapides, carbures métalliques, diamant, etc.). Le matériau idéal est celui qui allie la plus forte dureté à la plus forte ténacité.

— Choix du traitement thermique pour obtenir le meilleur compromis dureté-ténacité.

— Frettage de l'outil pour limiter les contraintes de traction induites par la mise en forme (tréfilage, forge à froid, filage, etc.).

— Traitement superficiel de l'outillage : revêtements de carbure de titane très dur sur les plaquettes pour usinage, durcissement par nitruration des outillages de forge, grenaillage des surfaces pour limiter l'adhésion et augmenter la résistance à la fatigue.

— Modification du dessin des outillages ou des conditions d'utilisation pour limiter les sollicitations thermomécaniques : optimisation du refroidissement pour la mise en forme à chaud, amélioration de la lubrification. Pour ce dernier point, il faut noter toutefois qu'en forgeage à chaud, une diminution du frottement entraîne parfois une augmentation de l'usure. C'est le cas du forgeage entre tas plats de cylindres : à sec, le cylindre s'aplatit surtout par bombement de sa surface latérale, car le frottement est élevé. A frottement plus faible, le métal glisse sur l'outil et l'use par abrasion.



▶ *Figure 24 : répartition des modes d'usure le long d'une gravure de matrice.*

Premières transformations

Le laminage

En toute généralité, le laminage est une opération de mise en forme consistant à rétrécir, par déformation plastique, un écoulement de métal ayant une direction préférentielle. A partir de cette définition, de nombreuses variantes peuvent être envisagées, couvrant une large gamme de produits finis.

Ce procédé peut être étudié sous ses différents aspects, intéressant chacun une catégorie de personnel bien précise :

— *économique :* la commercialisation de produits de grande série et la recherche de coûts de production aussi bas que possible ;

— *technique :* la conception des outils nécessaires pour obtenir un produit déterminé ;

— *mécanique :* la détermination (en particulier par la théorie de la plasticité) de certaines grandeurs caractéristiques (effort et couple de laminage) ;

— *métallurgique :* l'étude des transformations internes du matériau et la recherche d'un produit de caractéristiques satisfaisantes (résistance, aspect de surface, etc.) ;

— *automatique :* la programmation des trains de laminage et diverses opérations de contrôle.

Données économiques

Les produits de départ, à l'entrée du laminoir, sont soit des lingots (blocs d'acier pouvant atteindre 35 t), soit de l'acier provenant de coulée continue : dans ce dernier cas, le métal passe directement de l'état liquide en poche au stade de demi-produit (bloom ou brame). Entre l'acier brut et les produits finis laminés interviennent deux catégories de laminoirs : les *laminoirs dégrossisseurs* et les *laminoirs finisseurs*.

Les premiers transforment les produits de départ en demi-produits. On distingue ceux-ci par leurs dimensions, qui sont fonction de l'usage auquel ils sont destinés :

— les *blooms*, de section carrée dont le côté est supérieur à 12 cm, pour les profilés lourds (poutrelles, rails) ;

— les *brames*, de section rectangulaire, dont l'aire est supérieure à 144 cm² pour les tôles et plaques ;

— les *billettes*, de section carrée ou rectangulaire, dont l'aire est comprise entre 12,25 et 144 cm², pour les petits profilés (fers marchands et fil machine) ;

— les *largets*, de section rectangulaire très aplatie pour le forgeage.

Le second groupe de laminoirs (finisseurs) transforme ces demi-produits en produits destinés à la commercialisation, qui peuvent être classés, selon leur forme, entre :

— les *produits longs :* fers marchands (ronds, ronds à béton, carrés, cornières, profilés en U, T, etc.), poutrelles, rails, palplanches, etc. ;

— les *produits plats :* tôles, fer noir et fer blanc, etc.

Des laminoirs de type spécial sont utilisés pour la production de tubes, engrenages, filetages.

Types de laminoirs

L'ensemble d'une chaîne de laminage constitue un *train de laminoirs* dont les éléments constitutifs de base sont des cages (*fig.* 25).

Les cages les plus classiques sont composées de deux cylindres à axes parallèles, tournant en sens inverse, entre lesquels le métal s'écoule : ce sont des cages *duo* (*fig.* 25 a).

Une cage *trio* est composée de trois cylindres à axes parallèles, situés dans un même plan vertical (voir *fig.* 25 b). Cette disposition permet de faire subir au produit des passes en aller-retour sans changer le sens de rotation des cylindres, sur deux plans de laminage superposés ; toutefois, le cylindre central, subissant des efforts opposés, est plus sollicité que les autres.

Une cage *quarto* est constituée de deux groupes de deux cylindres à axes parallèles. Les deux cylindres extrêmes servent d'appui aux deux cylindres internes, ou de travail : on diminue ainsi le fléchissement et la tendance à la séparation des cylindres (*fig.* 25 c).

Une cage *Sendzimir* possède des cylindres de travail de très petit diamètre soutenus par un grand nombre de cylindres d'appui (18 sur la *fig.* 25 f) : ce système sert surtout pour le laminage à froid du feuillard.

Un laminoir *planétaire* est constitué de deux gros cylindres porteurs sur lesquels tournent les cylindres de travail (de petit diamètre). On peut faire subir au métal de fortes réductions, mais à la sortie le produit n'est pas plat, la surface est bosselée.

Les cages universelles sont dotées de cylindres horizontaux et de cylindres verticaux, pour la production de poutrelles ou de profilés de formes variées.

Citons encore : les cages à cylindres à action convergente, destinées au laminage de ronds ou fils, les laminoirs obliques pour tubes, les laminoirs « pas de pèlerin » pour la finition des tubes.

Technologie

Les bloomings-slabbings sont les laminoirs les plus puissants et ont un rôle vital, puisqu'ils effectuent la première mise en forme de l'acier. Une installation classique de blooming comprend :

— des fours de réchauffage (fours « Pits ») pour amener les lingots à la température de laminage (1 000 à 1 200 °C pour l'acier) ;

— des rouleaux d'alimentation, pour transporter les lingots vers les cages ;

— le blooming proprement dit, qui est un duo réversible, sur lequel le produit effectue plusieurs aller-retour pour être amené aux dimensions désirées ;

— devant et derrière cette cage, on trouve des règles et des culbuteurs qui positionnent le lingot et lui font faire un quart de tour entre certaines passes (c'est « faire quartier ») ;

— une cisaille régularise les blooms en éliminant les parties en creux ou en bombé ;

— des rouleaux d'évacuation font la liaison entre le blooming et le train suivant, un train à billettes ou à gros profilés ;

— un poste de flammage permet d'éliminer les défauts superficiels des demi-produits.

Les trains à produits longs ou à profilés disposent de plusieurs cages duo ou trio, et éventuellement de cages universelles, de postes de sciage, de dressage, de refroidissement.

Les tôles minces (d'épaisseur inférieure à 2 mm) sont laminées à froid, pour éviter l'oxydation et obtenir un état de surface satisfaisant ; il faut alors effectuer un certain nombre d'opérations annexes, telles que :

— décalaminage pour supprimer l'oxyde formé en surface pendant le laminage à chaud ;

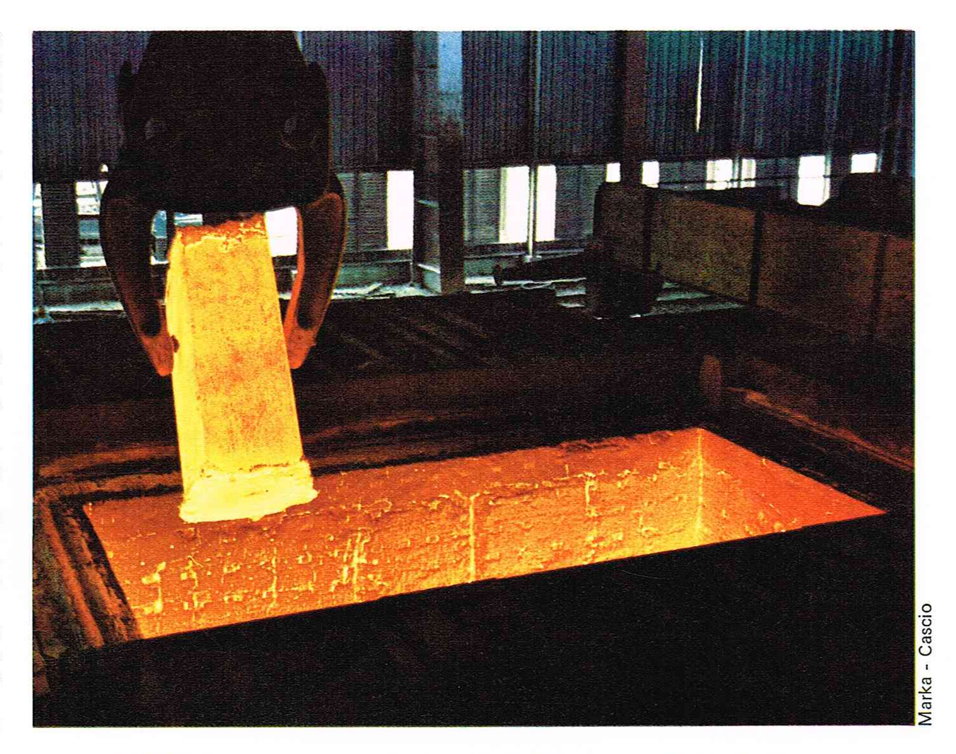
— laminage à froid proprement dit, avec apport de lubrifiant ;

— dégraissage de la surface du produit ;

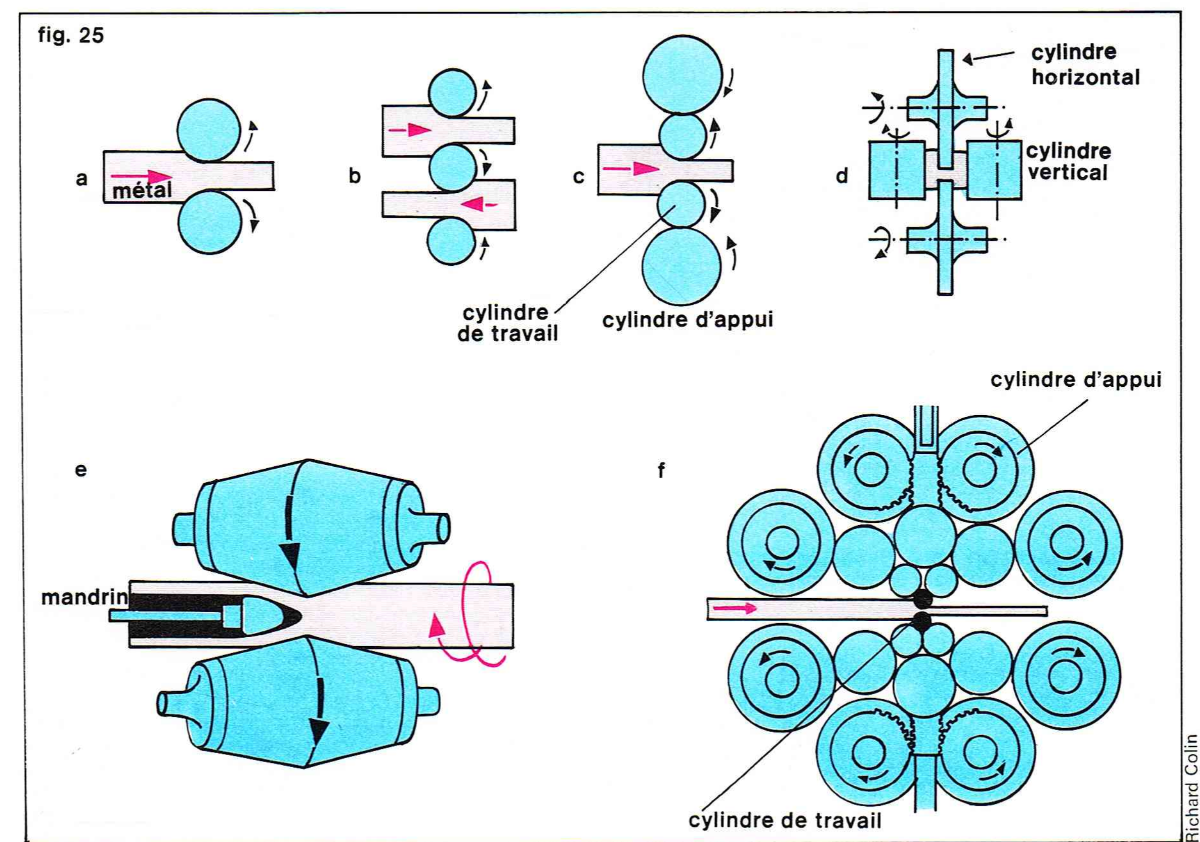
— recuit pour supprimer l'effet de l'écrouissage et redonner au métal sa structure initiale ;

— skin-pass, ou passe de finition, avec une très faible réduction, pour écrouir le matériau en surface seulement ;

— opérations de finition: revêtement de surface (chromage, étamage), cisaillage, planage, huilage, emballage, etc.


Marka - Cascio

▲ ***Sortie du four d'un lingot porté à la température nécessaire au processus de laminage.***



Richard Colin

◀ ***Figure 25 : différents types de laminoirs ;*** a, ***duo ;*** b, ***trio ;*** c, ***quarto ;*** d, ***cage universelle (pour poutrelle) ;*** e, ***laminoir oblique à tubes ;*** f, ***cage Sendzimir.***

▶ *Figure 26 : analyse mécanique. Figure 28 : colline de frottement. On voit l'effet d'une traction et d'une contre-traction sur la tôle.*

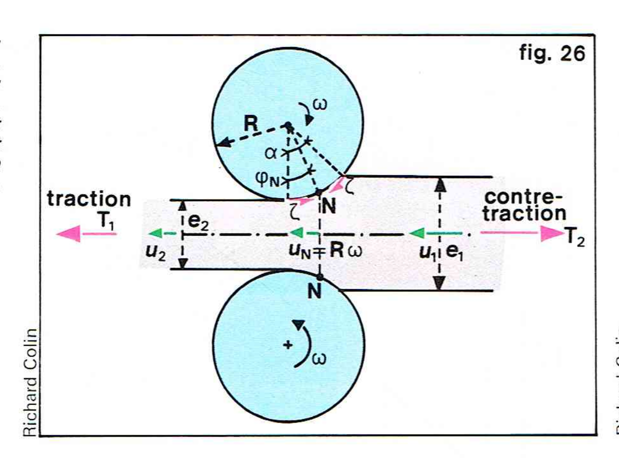


fig. 28
$-\sigma_y$
$-\sigma'_0$
$-\sigma'_0 + T_1$
traction T_1
contre-traction T_2
$T_2 - \sigma'_0$
φ_{N2} φ_N φ'_{N1}
φ
Richard Colin

Analyse mécanique

Les lois mécaniques régissant le comportement du métal permettent de déterminer avec une bonne précision les principales inconnues, pour une passe donnée : force et couple de laminage, contraintes dans le matériau, évolution géométrique du produit. Elles expliquent également certains types de défauts (décohésions dues à une dépression à cœur, par exemple). L'engagement dans l'emprise du laminoir ne peut se faire sans l'existence d'un certain frottement entre les cylindres et le matériau. L'angle d'attaque α ne doit pas dépasser un angle limite α_{max} tel que tg $\alpha_{max} = \mu$ (coefficient de frottement de Coulomb).

Le métal à l'état solide étant incompressible, les vitesses d'entrée u_1 et de sortie u_2 sont liées par la relation

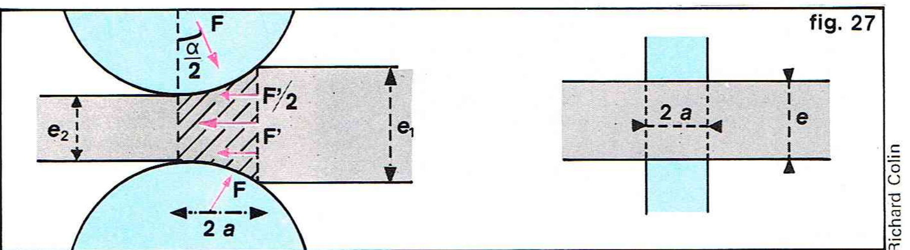
$$u_1 \cdot e_1 = u_2 \cdot e_2$$

(e_1 et e_2 étant respectivement les épaisseurs d'entrée et de sortie), tout au moins lorsque l'élargissement du produit est négligeable, ce qui est notamment le cas des produits larges. Dans l'emprise entre les cylindres, la vitesse moyenne u, dans une section d'épaisseur e, est telle que $u \cdot e = u_1 \cdot e_1$. La vitesse du produit croît de u_1 à u_2, la vitesse périphérique des cylindres $R \cdot \omega$ est comprise entre ces deux limites, et il existe un point neutre N où elle est égale à la vitesse du produit, c'est-à-dire $R \cdot \omega = u_N$; en amont de N, les cylindres entraînent le produit, en aval ils le freinent (*fig.* 26).

L'angle d'emprise α est en général faible (quelques degrés) ; une première approche globale consiste à considérer le laminage comme un écrasement par un coin mobile, nécessitant un effort F incliné sur la verticale d'un angle $\alpha/2$. L'équilibre est assuré par un effort horizontal $F' \simeq F\alpha$ transmis par les cylindres par l'intermédiaire du frottement. Le couple de laminage exercé par chaque cylindre vaut donc $C = R \cdot F'/2 \simeq RF\,\alpha/2$. Le laminage présente une ressemblance certaine avec un écrasement entre deux tas plats, ou bipoinçonnement ; on peut établir une équivalence en prenant une épaisseur e comprise entre e_1 et e_2 et une emprise $2\,a = \sqrt{R\,(e_1 - e_2)}$. On peut ainsi transposer des modèles mécaniques du bipoinçonnement au laminage (*fig.* 27).

Les modèles mécaniques propres au laminage, selon qu'ils sont plus ou moins sophistiqués, permettent de calculer avec plus ou moins de précision les grandeurs mécaniques recherchées (principalement le couple et l'effort de laminage). Le modèle des tranches, par exemple, fait l'hypothèse de la constance des contraintes principales σ_x et σ_y dans des tranches verticales. Une tranche d'épaisseur dx est soumise aux forces dues aux tranches voisines ; aux forces dues à la contrainte exercée par le cylindre ; aux forces de frottement sur le cylindre.

▼ *Figure 27 : effort de laminage, analogie avec le bipoinçonnement.*



L'équilibre d'une telle tranche s'écrit :

— sur l'horizontale :

$$(h + dh)\,\sigma_x\,(x + dx) - h\sigma_x\,(x) + 2\,s\,(\text{tg}\,\varphi \pm \mu) = 0$$

— sur la verticale : $\sigma_y = s\,(1 \mp \mu\text{tg}\,\varphi) \simeq s$

(μ tg φ est négligeable devant 1 en général) [s est la contrainte normale au cylindre ; dans $\pm$ et $\mp$ le signe supérieur concerne la sortie, avec frottement résistant, et le signe inférieur l'entrée, avec frottement moteur].

Le critère de plasticité de von Mises s'écrit :

$$|\sigma_x - \sigma_y| = 2\,\sigma_0/\sqrt{3}$$

La résolution de ce système d'équations donne l'évolution des contraintes dans l'emprise ; en particulier, sous l'effet du frottement, σ_y est plus compressif au point neutre qu'à l'entrée et à la sortie de l'emprise. La représentation de la variation de σ_y est appelée « colline de frottement ». L'aire de la colline de frottement est, à un facteur multiplicatif près, l'effort de laminage :

$$F = L \int_{arc} |\sigma_y|\,dx \quad \text{(L est la largeur).}$$

La *figure* 28 montre l'effet d'une traction et d'une contre-traction sur la tôle : une traction T_1 augmente l'angle neutre, diminue l'aire de la colline, donc l'effort de laminage ; une contre-traction T_2 diminue l'angle neutre, ainsi que l'effort de laminage.

Des modèles plus élaborés ont été développés, notamment par Sims et Orowan. Les analyses par lignes de glissement ou par éléments finis sont plus précises, mais réclament des développements mathématiques beaucoup plus compliqués.

Analyse métallurgique

Tous les matériaux ne réagissent pas d'une manière identique aux déformations imposées par le laminage. L'évolution de la température au cours de l'opération, le schéma des passes de laminage, la composition exacte de l'alliage laminé influent énormément sur la structure finale du produit obtenu. C'est pourquoi l'obtention de matériaux de caractéristiques mécaniques élevées nécessite la prise en compte du comportement métallurgique propre à chaque alliage et le développement de la technique du laminage contrôlé.

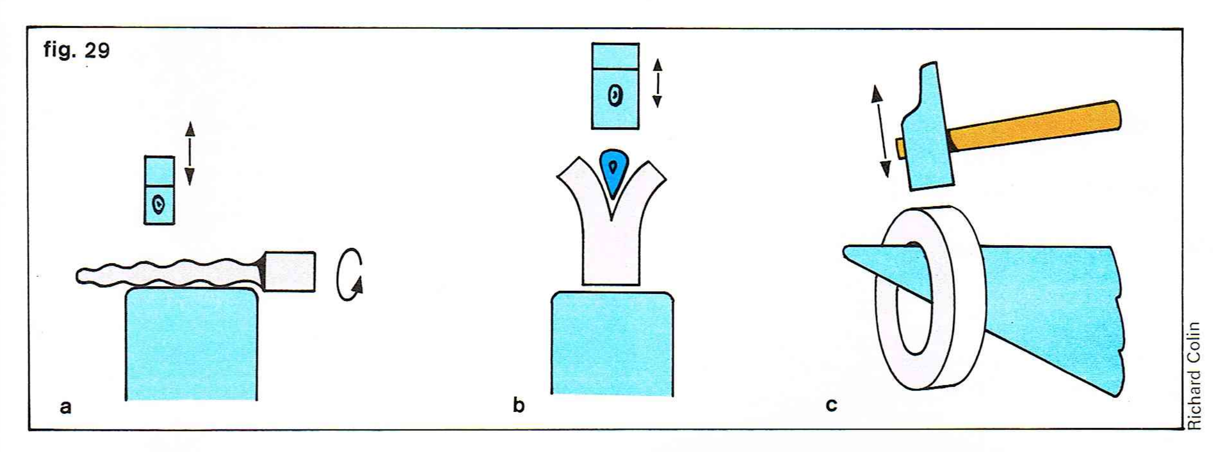
Alors que, dans le laminage à chaud classique des aciers, on passe rapidement, et à haute température (1 100-1 200 °C), d'une brame à la tôle d'épaisseur désirée en un nombre de passes optimal du point de vue économique, le laminage contrôlé recherche en particulier la finesse des grains de la structure ferrite-perlite, pour obtenir une amélioration des propriétés mécaniques (limite élastique, résilience, soudabilité, etc.). Les passes sont effectuées dans certains domaines précis de température, qu'on peut répartir en trois zones :

— *zone I*, de température élevée (supérieure à 1 000 °C), où se forment des grains d'austénite (γ) grossiers ;

— *zone II* (850-1 000 °C), où les grains sont affinés par recristallisation statique ;

— *zone III* (au-dessous de 850 °C) ; les grains sont écrouis et s'allongent. Au cours du refroidissement se forment des grains ferritiques (α) fins.

De nombreux paramètres influent sur les propriétés mécaniques finales : la présence d'éléments de micro-



◀ ***Figure 29 : quelques aspects du forgeage ;***
a, étirage par roulage ;
b, fendage ;
c, bigornage.

alliage (niobium, vanadium, titane, etc.), les réductions imposées à chaque passe, les temps d'attente entre passes successives, les températures de préchauffage et de laminage final, la vitesse de refroidissement. Un schéma de laminage contrôlé doit tenir compte de tous ces facteurs pour obtenir un bon compromis entre les impératifs économiques et les propriétés mécaniques requises.

Automatisation des laminoirs

De plus en plus, les trains de laminoirs tendent à être automatisés et sont commandés à partir d'une unité centrale pour accroître la productivité des installations, et les qualités métallurgiques et dimensionnelles des produits laminés.

Les fonctions que peut remplir un ordinateur dans un train de laminoir sont multiples :

— contrôle de la progression de chaque pièce dans le train ;

— régulation de l'alimentation du train en fonction de la cadence de production, de la capacité des fours de réchauffage, etc. ;

— détermination de la vitesse de rotation des cylindres, de l'écartement à afficher sur chaque cage, et contrôle de ces paramètres ;

— contrôle de la largeur, de l'épaisseur, de la température du produit en cours de laminage ;

— enregistrement d'informations sur le cédage de la cage, le couple et l'effort de laminage, les moteurs d'entraînement ;

— utilisation de modèles mathématiques déterminant les valeurs optimales de l'écartement et la vitesse de rotation des cylindres pour chaque passe.

Les conséquences de l'automatisation sont très appréciables :

— réduction des pertes, par l'élimination des erreurs de manipulation, et une plus grande régularité des dimensions ;

— amélioration des schémas de passes ;

— accroissement de la productivité ;

— durée de vie accrue pour l'installation, grâce à la diminution du risque de fracture accidentelle des cylindres à cause d'une erreur de réglage.

Divers degrés d'automatisation se rencontrent dans l'industrie : certains trains de laminoirs sont à commande programmée, c'est-à-dire qu'un programme fixe détermine toujours le même schéma de passes pour tous les lingots ou blooms, sans tenir compte d'une éventuelle diversité (en température, en dimensions) de ces produits. En revanche, un train automatisé par un ordinateur s'adapte aux légères variations qui peuvent survenir et offre de plus grandes possibilités.

Le forgeage

Sous le nom de forgeage sont désignés en fait de nombreux procédés différents. Historiquement, c'est un procédé manuel : l'artisan forgeron frappe avec son marteau une pièce chaude (environ 1000 °C) posée sur l'enclume et tenue à la tenaille. Son but est généralement d'étirer un barreau par roulage ; mais il peut aussi refouler, fendre, cambrer, bigorner, etc. (*fig.* 29). Hormis pour les faibles séries de petites pièces artisanales, le forgeage est aujourd'hui mécanisé : le pilon ou la presse accroissent l'énergie à mettre en jeu.



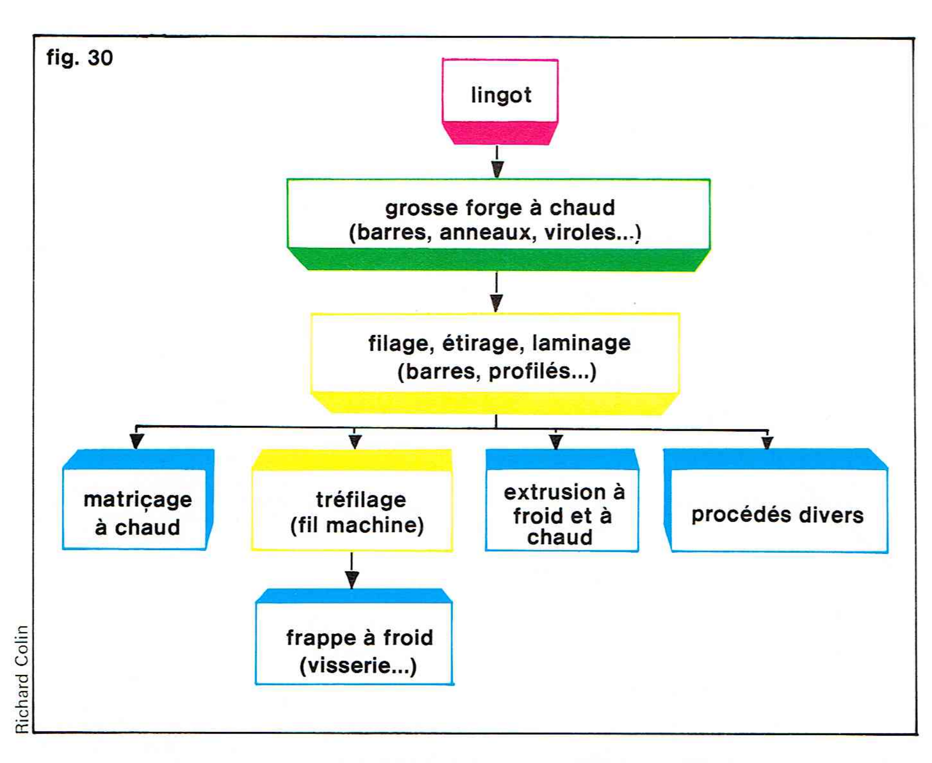
▲ ***Une des phases de la mise en forme d'un lingot.***

Le premier objectif du forgeage est de passer d'une forme géométrique brute (lingot, barre préalablement formée, etc.) à une forme plus évoluée, pouvant même être une pièce mécanique finie. C'est ainsi que le même terme de *forgeage* désigne un certain nombre de procédés bien différents, dont le seul lien est la parenté des outils nécessaires (presse ou pilon). On fait généralement deux types de distinctions.

Grosse forge et procédés de forgeage de finition

★ *La grosse forge*, c'est l'extrapolation du procédé manuel de l'artisan, qui passe du lingot au demi-produit à une plus grande échelle, compatible avec la rentabilité des aciéries. La grosse forge a pour mission essentielle de *corroyer* (c'est-à-dire déformer à chaud) le lingot initial, dont le volume et la structure métallurgique brute de coulée le rendent impropre à toute utilisation mécanique.

★ *Les procédés de forgeage de finition* servent à transformer les demi-produits d'origines diverses (grosse forge, laminage, etc.) en pièces mécaniques plus ou moins élaborées.



▲ *Figure 30 : schéma de la chaîne de transformations en forgeage.*

▼ *Figure 31 : les principaux procédés classiques du forgeage.*

Forgeage à chaud et forgeage à froid

Le forgeage est initialement un procédé de mise en forme à chaud, c'est-à-dire à température voisine des 3/4 de la température de fusion du métal forgé, et cela pour des raisons inhérentes à la ductilité métallique (corroyage du lingot, géométries de pièces conduisant à de grandes déformations) ainsi qu'à l'énergie à mettre en jeu et à la tenue des outillages. Les progrès récents en matière d'aciers à outillage ont permis d'étendre le domaine du forgeage à froid (c'est-à-dire à température ambiante). Les avantages et inconvénients respectifs sont très schématiquement les suivants :

★ *Forgeage à chaud*

Avantages :
— importante déformation du métal possible ;
— efforts engendrés relativement faibles.

Inconvénients :
— faible précision géométrique, reprises en usinage importantes ;
— traitements thermiques ultérieurs souvent nécessaires si on recherche de bonnes caractéristiques mécaniques.
— énergie de chauffage nécessaire.

★ *Forgeage à froid*

Avantages :
— bonne précision géométrique ;
— bonnes caractéristiques mécaniques obtenues par écrouissage.

Inconvénients :
— déformation du métal limitée ;
— efforts engendrés importants ;
— traitements de surface au préalable souvent nécessaires pour une lubrification correcte.

fig. 31

LA GROSSE FORGE

étirage par écrasement

bigornage

perçage

écrasement de disques, de barres...

LE MATRIÇAGE À CHAUD

matrice supérieure

matrice inférieure

bavure

LES DIVERS PROCÉDÉS DE FORGEAGE EN MATRICE OUVERTE
(à chaud ou à froid)

poinçon

frette

filage direct (extrusion avant)

poinçon

matrice

filage inverse (extrusion arrière)

poinçon

filage mixte
(extrusion avant-arrière)

poinçon

filage d'un tube

poinçon

tréfilage sur mandrin

refoulement, écrasement de tête

Richard Colin

Dans le domaine restreint du forgeage de certains aciers, le *forgeage à tiède* (environ 650 °C) tente aujourd'hui de cumuler les avantages des forgeages à chaud et à froid tout en évitant leurs inconvénients. La *figure* 30 tente de schématiser la chaîne des transformations en forgeage.

Les outils

L'énergie nécessaire au forgeage est obtenue grâce à deux types d'outils, les pilons et les presses.

Les pilons : ce sont des machines à choc, comme en forgeage manuel. Le marteau est une masse tombante accélérée la plupart du temps par un cylindre à vapeur ou à air comprimé. Leurs performances se chiffrent en termes de vitesse d'impact (quelques m/s) et d'énergie nominale (jusqu'à 10^5 J).

Les presses : ce sont des machines à faible vitesse de travail (< 1 m/s). On distingue essentiellement les presses hydrauliques, caractérisées par une vitesse relativement lente et constante, les presses mécaniques (à excentrique ou à vilebrequin), dont la vitesse est imposée par la cinématique, et les presses à vis qui dissipent l'énergie emmagasinée par un volant d'inertie. Leurs performances s'expriment en termes d'effort maximal possible (jusqu'à quelque 10^4 t).

Le type d'outil est à adapter au type de travail à réaliser; les paramètres de ce choix sont la nature et la température du matériau forgé, le type de déformation envisagé, les performances géométriques visées, les structures métallurgiques à obtenir, ainsi que les notions de cadence, de rentabilité, etc.

Les principaux procédés classiques

Ils sont représentés sur la *figure* 31.

Quelques procédés moins classiques

Le forgeage à haute énergie : il s'agit d'utiliser les propriétés rhéologiques à grande vitesse de déformation. A l'inverse des pilons — grosse masse tombante à faible vitesse — on anime une masse assez faible à grande vitesse (jusqu'à 25 m/s), grâce à un gaz comprimé ou un moteur à explosion. Le procédé reste encore expérimental, et sa rentabilité par rapport aux techniques classiques n'est démontrée que dans le cas des produits très plats et pour des séries assez faibles.

Le forgeage superplastique : il s'agit au contraire d'utiliser les propriétés superplastiques de certains alliages afin d'obtenir de très importantes déformations à de très faibles vitesses de déformations.

Le forgeage d'ébauches coulées ou frittées : il s'agit de combiner des procédés de mise en forme complémentaires, essentiellement pour des questions de nécessité (par exemple : ébauches de tungstène fritté forgées à chaud).

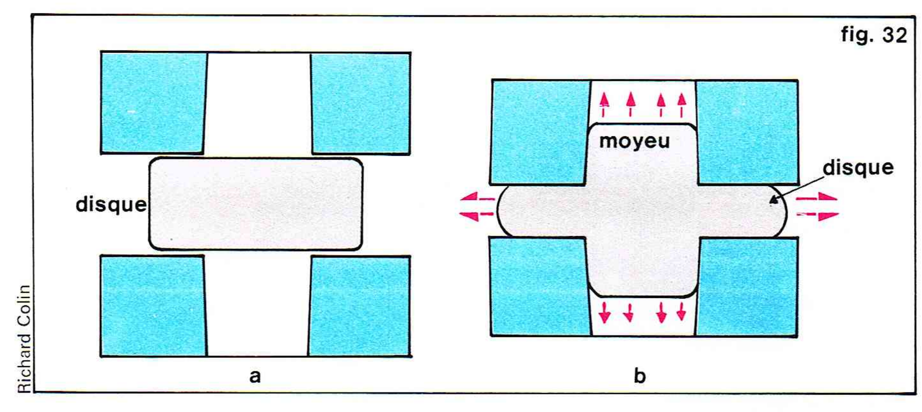
Le forgeage austénitique des aciers : il s'agit de figer par refroidissement rapide certaines structures métallurgiques susceptibles de conférer aux pièces forgées une bonne résistance mécanique sans fragilisation. C'est un cas particulier des traitements thermomécaniques. Ce procédé s'étend également aux superalliages de titane, d'aluminium, etc.

Les métaux forgeables

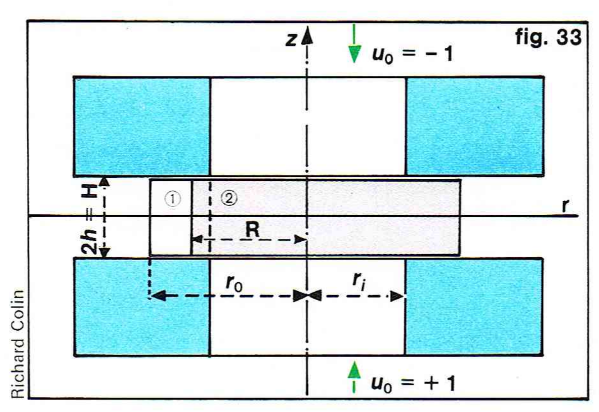
La plupart des aciers sont forgeables, c'est-à-dire qu'il existe à peu près toujours un domaine de températures où la ductilité du métal est suffisamment importante. Les problèmes sont d'ordre technologique : chauffage, tenue des outillages, etc. Une des tendances actuelles consiste à élargir le domaine du forgeage à froid (nuances plus sophistiquées, pièces plus complexes).

Le cuivre et les laitons sont forgeables, ainsi que la plupart des alliages légers. On forge les alliages de titane, les superalliages, etc.

La *forgeabilité* d'un métal est très difficile à cerner à l'aide d'un simple test de laboratoire. Il s'agit essentiellement de caractériser la ductilité du métal subissant une histoire mécanique donnée (un certain chemin de déformation sous un certain régime de contraintes à une certaine température). Néanmoins, d'intéressantes corrélations ont pu être faites entre la rupture en torsion d'une éprouvette cylindrique et la forgeabilité à chaud, ainsi qu'entre l'écrasement de lopins cylindriques et certaines séquences de forgeage à froid.



▲ ***Figure 32 : forgeage d'un disque à moyeu central. Le degré de liberté est ici le rapport élargissement du disque/montée du moyeu.***



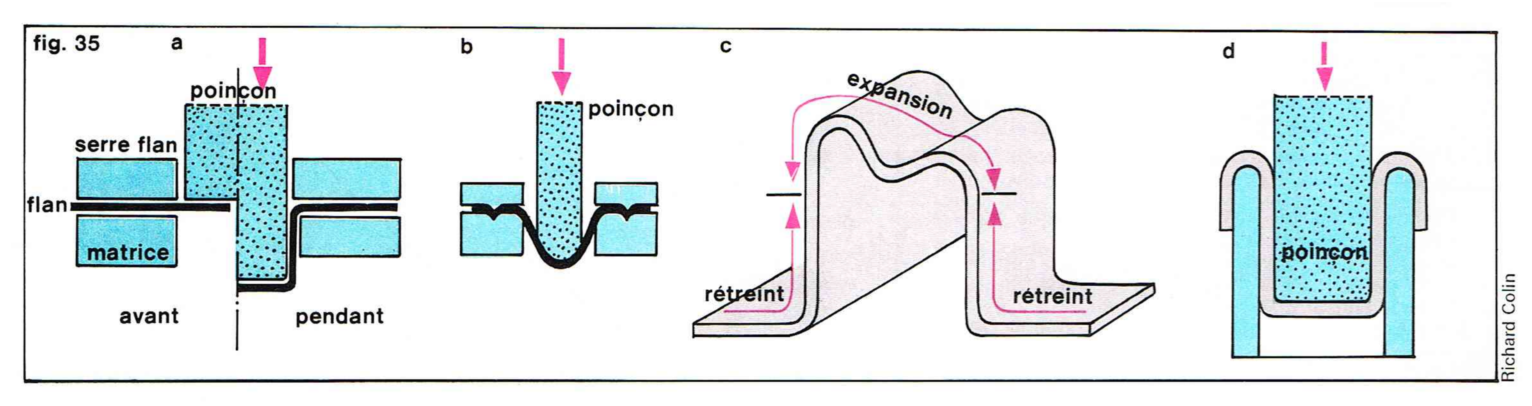
◀ ***Figure 33 : évolution géométrique du produit forgé. Voir l'explication des deux zones dans le texte.***

Approche scientifique

En raison de l'extrême diversité des formes « forgeables », l'approche scientifique du forgeage en général est remarquable par sa complexité. L'antagonisme entre l'empirisme de l'atelier et les tentatives théoriques de modélisation des phénomènes métallurgiques et mécaniques qui interviennent est par ailleurs un frein à un développement scientifique du forgeage. L'ingénieur des méthodes en forgeage doit connaître la *métallurgie,* le *traitement de surface,* la *résistance des matériaux,* le *transfert thermique,* la *plasticité,* etc. Comme il est illusoire de prétendre donner un aperçu des progrès récents dans toutes ces disciplines, nous avons choisi ce dernier domaine scientifique (la plasticité) pour illustrer l'apport d'une réflexion scientifique dans la conception des gammes de forgeage.

Lorsqu'à une course donnée de l'outillage correspond une géométrie parfaitement définie du produit, l'écoulement plastique du métal est connu séquentiellement (filage direct, filage inverse). Si tel n'est pas le cas (matriçage, filage mixte), il est *indéterminé.* Lorsqu'on veut forger ainsi un produit de géométrie finale donnée, la connaissance séquentielle de l'écoulement plastique est nécessaire, afin d'éviter au maximum la suppression technologique par l'outillage du (des) degré(s) de liberté de l'écoulement. Le forgeage d'un disque à moyeu central illustre cela schématiquement (*fig.* 32). Le degré de liberté est ici le rapport élargissement du disque/montée du moyeu. Les paramètres tels que géométrie et frottement gouvernent le processus de l'écoulement. On pourrait bloquer technologiquement soit la montée, soit l'élargissement en vue d'une géométrie finale visée, mais on augmenterait alors l'énergie de mise en forme. Les considérations ci-après permettent au contraire de prévoir l'évolution géométrique du produit forgé (*fig.* 33).

La zone **1** $|r_0 < r < r_i|$ du produit est telle que la vitesse verticale au contact de la matrice est imposée. Dans la zone **2**, c'est une inconnue. Près du bord du disque ($r = r_0$), l'écoulement se fait vers l'extérieur; près du centre, il se fait vers l'intérieur. Il existe donc un rayon neutre $r = R$ de séparation entre ces deux processus; c'est précisément le paramètre R d'élargissement. Il caractérise le rapport élargissement/montée. A chaque valeur de R est associée une puissance de déformation W (R) qu'il est naturel de chercher à minimiser pour connaître l'écoulement réel.



▲ *Figure 35 : diverses opérations de l'emboutissage : a, rétreint ou emboutissage profond ; b, expansion ; c, emboutissage d'un pare-chocs d'automobile ; d, réemboutissage profond d'un godet.*

Dans la zone **1**, la vitesse d'une particule $\vec{u}$ (u_z, u_θ, u_r) est telle que :

$$\begin{cases} u_z = -\dfrac{z}{h} & \text{(conditions } u_z\ (z = 0) \text{ et } u_z\ (z = \pm h) \text{ respectées)} \\ u_\theta = 0 & \text{(par raison de symétrie)} \\ u_r = \dfrac{1}{2h}\left(r - \dfrac{R^2}{r}\right) & \text{(par respect de l'incompressibilité du métal).} \end{cases}$$

On en déduit une vitesse de déformation totale pour la zone **1** :

$$\dot{\bar{\varepsilon}}_1 = \frac{1}{h}\sqrt{1 + 2\left(\frac{R}{r}\right)^2}$$

De même pour la zone **2**, un champ de vitesse incompressible et respectant la continuité de u_r à la frontière $r = r_i$ des deux zones s'écrit :

$$\begin{cases} u_z = -\dfrac{z}{h}\left[1 - \left(\dfrac{R}{r_i}\right)^2\right] \\ u_\theta = 0 \\ u_r = \dfrac{r}{2h}\left[1 - \left(\dfrac{R}{r_i}\right)^2\right] \end{cases}$$

La discontinuité des vitesses verticales s'écrit :

$$u_z^1\ (r_i) - u_z^2\ (r_i) = \frac{z}{h}\left(\frac{R}{r_i}\right)^2$$

La vitesse de déformation de la zone **2** est :

$$\dot{\bar{\varepsilon}}_2 = \frac{1}{h}\left[\left(\frac{R}{r_i}\right)^2 - 1\right]$$

La puissance dissipée totale est la somme de :

— la puissance dissipée dans le volume :

$$\dot{W}_v = \int_v \sigma_0 \dot{\bar{\varepsilon}}\, dv = 2\int_0^h \int_{r_i}^0 \dot{\bar{\varepsilon}}_2\, 2\pi r\, dr\, dz + 2\int_0^h \int_{r_i}^{r_0} \dot{\bar{\varepsilon}}_1\, 2\pi r\, dr\, dz$$

— la puissance dissipée sur la discontinuité :

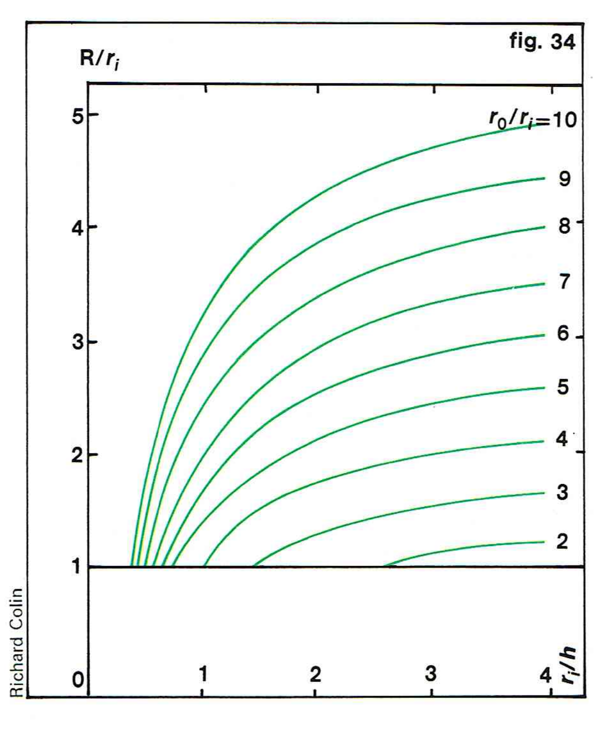
$$\dot{W}_D = 2\frac{\sigma_0}{\sqrt{3}}\int_0^h 2\pi r_i^2 \frac{z}{h}\left(\frac{R}{r_i}\right)^2 dz$$

— la puissance dissipée par frottement (supposé collant) :

$$\dot{W}_f = 2\int_{r_i}^{r_0} u_z\ (h)\ 2\pi r\, dr$$

Le calcul du minimum $\dot{W}$ (R) $= \dot{W}_v + \dot{W}_D + \dot{W}_f$ est réalisé numériquement et présenté sous forme d'abaque (*fig.* 34). A toute géométrie initiale (r_0, r_i, h) correspond donc un rayon neutre R définissant le processus initial de l'écoulement (champs des vitesses des zones **1** et **2**).

Cet exemple simple illustre sommairement ce domaine peu connu de considérations mécaniques, apporté par la théorie de la plasticité en forgeage.



▶ *Figure 34 : le calcul du minimum $\dot{W}$ (R) est réalisé numériquement et présenté ici sous forme d'abaque.*

Emboutissage des tôles

Principe

L'opération s'effectue sur presse mécanique ou hydraulique et consiste à transformer une pièce plate découpée dans une tôle laminée et appelée *flan* en un produit non développable.

Les deux cas les plus simples d'emboutissage sont :

— l'opération de *rétreint*, ou d'emboutissage profond (*fig.* 35 a), où un flan circulaire est transformé en un godet à fond plat par avancée du poinçon dans la matrice ; l'épaisseur du flan est maintenue constante par le serre-flan ;

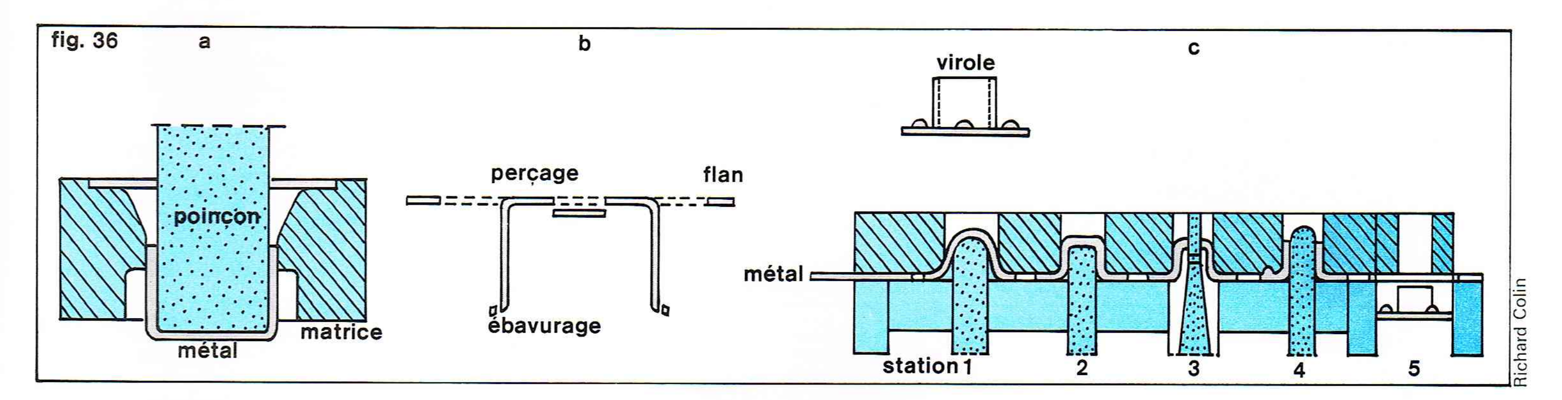
— l'opération d'*expansion* (*fig.* 35 b) : le serre-flan empêche tout glissement du métal. Un poinçon vient former une coupole par amincissement de la partie non comprimée.

Les opérations d'emboutissage courantes sont une combinaison de rétreints et d'expansions (*fig.* 35 c). Elles peuvent également introduire du cintrage comme l'opération de réemboutissage profond schématisée sur la *figure* 35 d. Généralement, l'obtention d'un produit nécessite plusieurs opérations successives d'emboutissage et de découpe.

Outillages

Il en existe une grande variété :

- Les outillages à simple action sont constitués uniquement d'un poinçon et d'une filière (*fig.* 36 a).
- Les outillages à double action comportent en outre un serre-flan et sont analogues à celui de la *figure* 36 a. Ils sont généralement montés sur des presses à double action et permettent d'obtenir une réduction en rétreint plus élevée.
- Les outillages combinés permettent de réaliser successivement et au même endroit plusieurs opérations. Dans le cas de la *figure* 36 b : découpe du flan, emboutissage profond, perçage du fond, ébavurage.
- Les outillages combinés à suivre sont limités, pour des raisons d'encombrement et de coût, à la production de petites pièces de grande série (*fig.* 36 c) : la pièce n'est individualisée qu'en fin de formage.



● Les outillages combinés à cames sont utilisés, en conjonction avec des dispositifs de transfert, à la production de pièces plus importantes et de grande série.

Lubrification

Le frottement joue un rôle important :

● L'effort d'emboutissage profond d'un godet à fond plat (*fig.* 35 a) vaut, pour un corps rigide, parfaitement plastique, de contrainte d'écoulement σ_0 :

$$F = 2\pi ah \frac{2\sigma_0}{\sqrt{3}}\left(\text{Log}\frac{R}{a} + \overline{m}\left(\frac{R-a}{h}\right)\right)$$

où $\overline{m}$ est le coefficient de frottement de Tresca du flan sur le serre-flan. Il est maximal en début d'emboutissage (R = b) où il ne doit pas dépasser la force de rupture en traction du godet : $2\pi ah \frac{2\sigma_0}{\sqrt{3}}$. La réduction $\rho = 1 - \frac{a}{b}$ ne peut dépasser une valeur limite, d'autant plus faible que le frottement est important.

● Dans l'expansion par un poinçon à large rayon de courbure, le faible frottement assuré par le téflon permet d'homogénéiser les déformations et l'épaisseur du produit : la rupture se produit pour une hauteur emboutie plus importante.

Aspects métallurgiques

Ils ont également une grosse influence par l'intermédiaire de la capacité d'écrouissage et de l'anisotropie de la tôle.

Influence de l'écrouissage

L'écrouissage est caractérisé par l'exposant n de la relation empirique décrivant l'évolution de la contrainte d'écoulement avec la déformation totale imposée $\bar{\varepsilon}$:

$$\sigma_0 = \sigma_1 \bar{\varepsilon}^n$$

n vaut 0,2 pour l'aluminium, 0,5 pour l'acier.

Les risques de rupture dans les zones en expansion sont d'autant plus faibles que n est élevé, car une augmentation de n tend à homogénéiser la déformation et l'épaisseur du produit.

Influence de l'anisotropie

Si l'on tractionne une éprouvette plate découpée dans une tôle laminée, on constate que l'épaisseur ne subit pas la même déformation que la largeur, et que $r = \frac{\varepsilon_2}{\varepsilon_2}$, dit coefficient d'anisotropie de Lankford, dépend de l'angle entre la direction de laminage et l'axe de l'éprouvette.

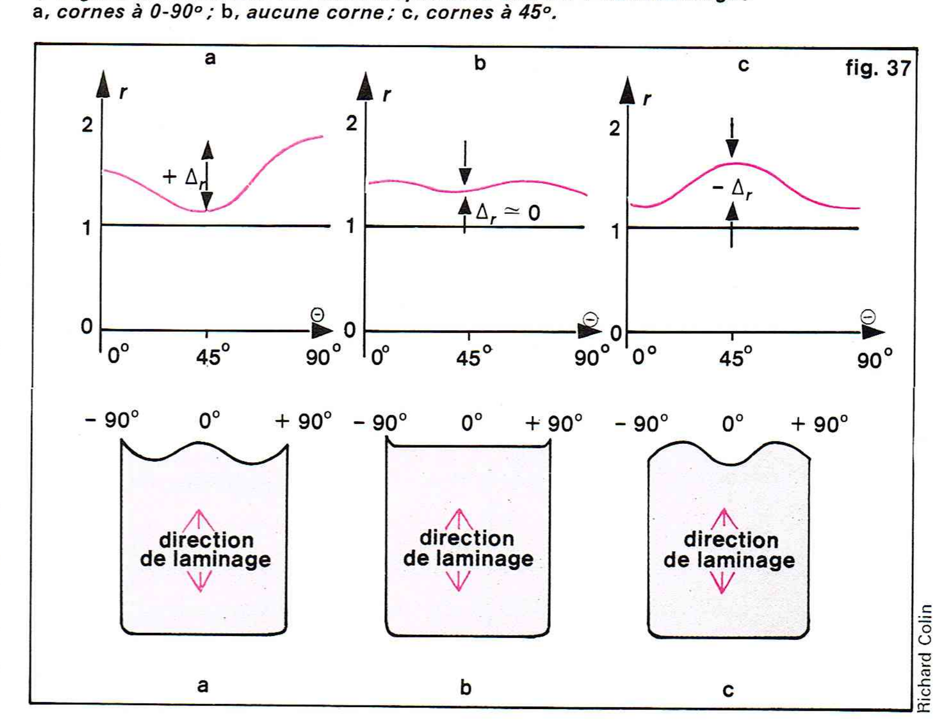
On définit : $\Delta r = \frac{r_{0°} + r_{90°} - 2\,r_{45°}}{2}$ anisotropie plane

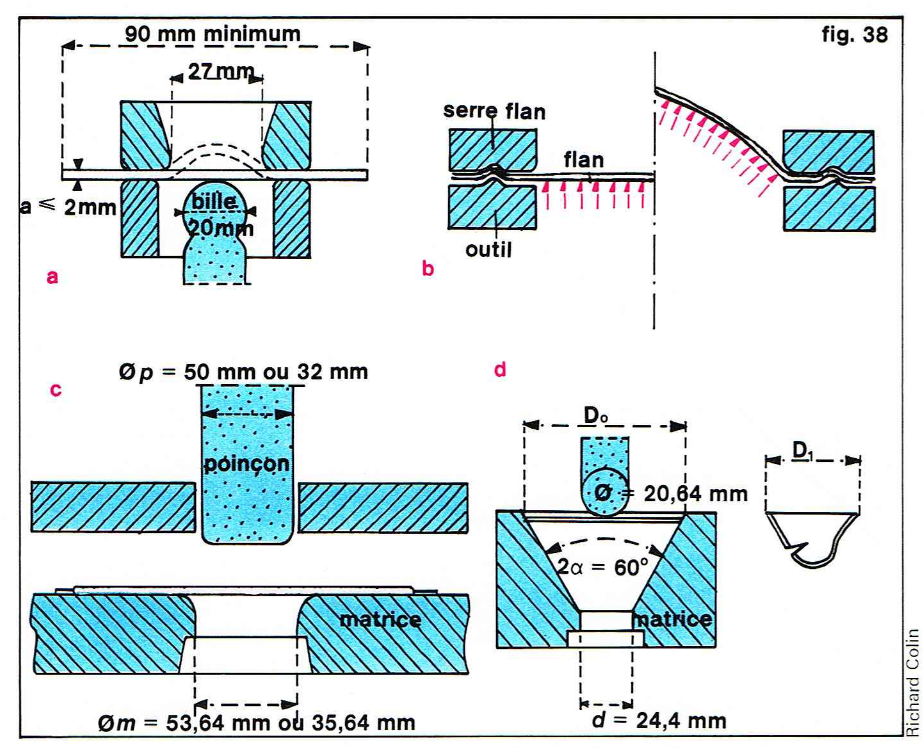
$\bar{r} = \frac{r_{0°} + r_{90°} + 2\,r_{45°}}{4}$ anisotropie moyenne

En général, $\bar{r}$ et Δr varient dans le même sens. Cette anisotropie est due à l'orientation des grains par le laminage (texture). A l'anisotropie plane est associée la formation des cornes d'emboutissage (*fig.* 37) dans l'opération de rétreint, car les variations d'épaisseur ne seront pas uniformes sur le pourtour du godet. La réduction limite par rétreint est d'autant plus importante que $\bar{r}$ est élevée.



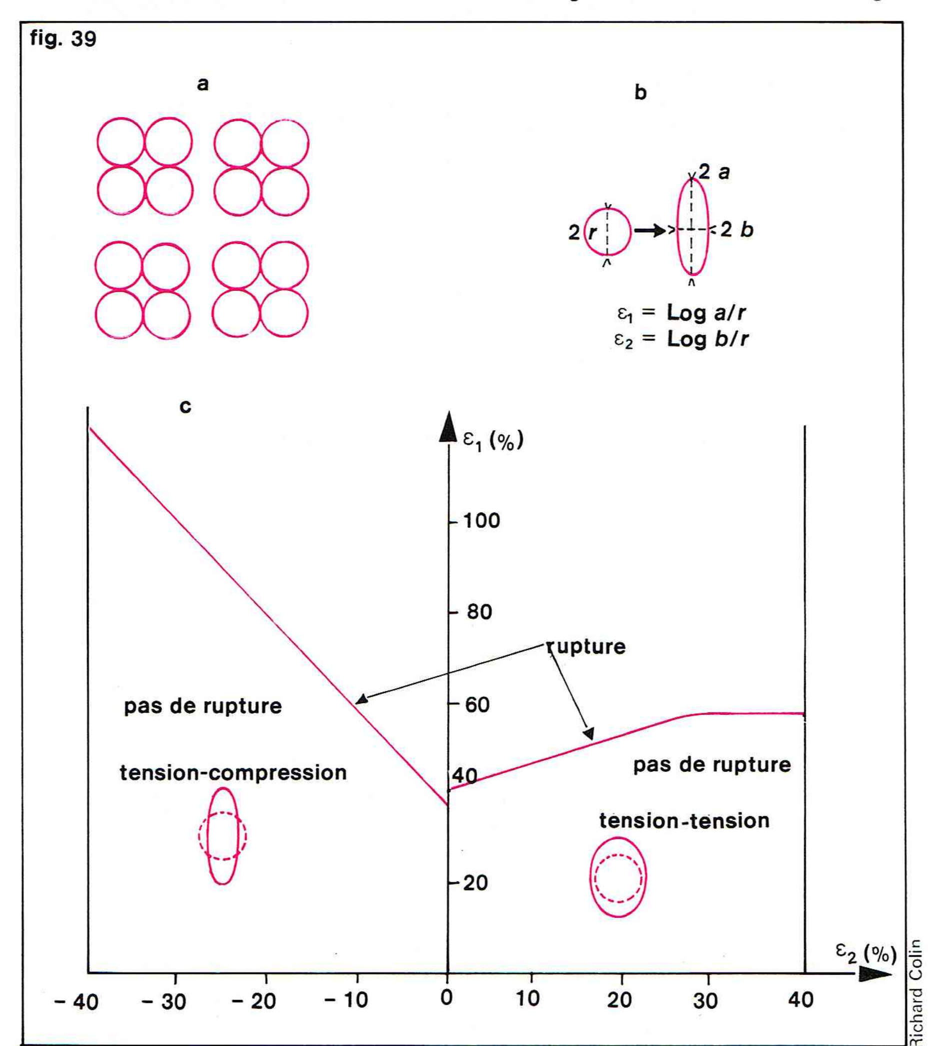
▲ *Figure 36 : outillages et gammes d'emboutissage ;* a, *outillage à simple action ;*
b, *fabrication d'un godet avec un outillage combiné ;*
c, *fabrication d'une virole à bord tombé en acier avec un outillage combiné à suivre.*
Presse gigantesque utilisée par Fiat pour l'emboutissage des carrosseries.
▼ *Figure 37 : influence de l'anisotropie de la tôle sur l'emboutissage ;*
a, *cornes à 0-90° ;* b, *aucune corne ;* c, *cornes à 45°.*





▲ *Figure 38 : principaux tests d'emboutissabilité ;* a, *essai Erichsen ;* b, *principe de l'essai Jovignot ;* c, *essai Swift ;* d, *essai Fukui.*

▼ *Figure 39 : étude de la déformation par visioplasticité ;* a, *réseau de cercles déposés sur le flan ;* b, *transformation lors de l'emboutissage ;* c, *courbe limite de formage.*



Tests d'emboutissabilité

On essaie couramment de caractériser l'emboutissabilité des tôles à l'aide de tests simples (*fig.* 38).

Essai d'expansion Erichsen (*fig.* 38 a)

La norme NF A 03652 (novembre 1967) fixe les conditions suivantes : pour les épaisseurs de tôle ⩽ 2 mm, le poinçon est une bille de ∅ 20 mm en acier traité et poli, la matrice une bague de diamètre intérieur 27 mm. La plus petite dimension du flan doit être ⩾ 90 mm. Le poinçon et les faces de la tôle doivent être enduits de graisse graphitée spéciale.
Au serre-flan sont appliqués 1 000 kgf. La pénétration s'effectue entre 5 et 20 mm/mn. L'indice Erichsen I_E est la profondeur de pénétration exprimée en millimètres.

Essai de gonflement hydraulique Jovignot (*fig.* 38 b)

Le flan de ∅ 100 à 300 mm est fortement pressé sous serre-flan. Une pression hydraulique *p* vient former une calotte sphérique. On mesure soit la hauteur de l'embouti au maximum de pression, soit la hauteur à la rupture. Ce test permet de déterminer la loi d'écrouissage.

Essai de coupelle Swift (*fig.* 38 c)

Cet essai de rétreint est pratiqué ainsi : poinçon plat $\varnothing_p$ 50 ou 32 mm (r_p respectivement 5 et 4,5 mm) ; matrice circulaire $\varnothing_m$ 53,64 ou 35, 64 mm ($r_m \sim$ 13 mm) ; charge de serre-flan de 50 à 75 % supérieure à la charge où l'on note la disparition des plis ; lubrification Esso TSD 996 ;

$$\text{critère L. D. R.} = \frac{\text{diamètre critique du flan.}}{\text{diamètre du poinçon } (\varnothing_p)}$$

Essai de coupelle conique Fukui (*fig.* 38 d)

C'est un essai d'emboutissage combinant rétreint et expansion, et pratiqué comme suit, avec un outillage à simple action : poinçon hémisphérique ∅ 20,64 mm ; matrice conique d'angle $2\alpha = 60°$, de diamètre $d = 24{,}4$ mm ; surface d'outil polie. Le coefficient d'emboutissage $\gamma_0 = D_1/D_0$ est le rapport du diamètre de la coupelle rompue D_1 au diamètre du flan initial D_0.

Étude de la déformation et courbes limites de formage

Pour déterminer la répartition de la déformation dans la pièce, on dépose par photogravure un réseau de cercles à la surface du flan (*fig.* 39 a). Ces cercles se transforment au cours de l'emboutissage en des ellipses dont on peut déduire la déformation imposée au métal (*fig.* 39 b). On précise ainsi l'influence des paramètres opératoires, par exemple l'influence de *n* sur les opérations d'expansion. Si l'on représente graphiquement les résultats obtenus aux divers points de la pièce (*fig.* 39 c), on trouve que les points associés aux déformations ne produisant pas la rupture du métal sont situés en dessous d'une « courbe », dite courbe limite de forgeage. Les résultats obtenus aux points de rupture sont situés sur cette courbe. Cette courbe limite dépend avant tout de l'alliage considéré, mais aussi d'autres facteurs comme le frottement. Une fois déterminée, elle permet de guider la conception de l'opération d'emboutissage étudiée.

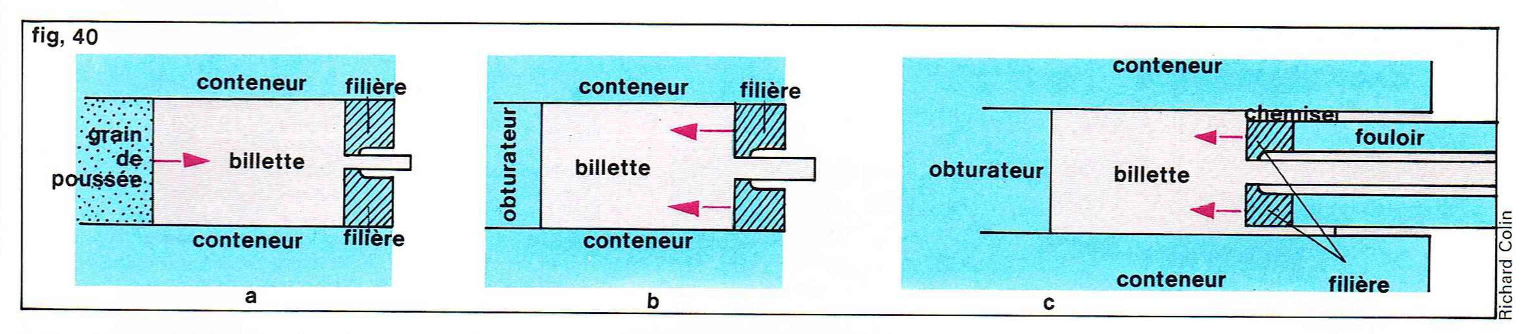
Le filage

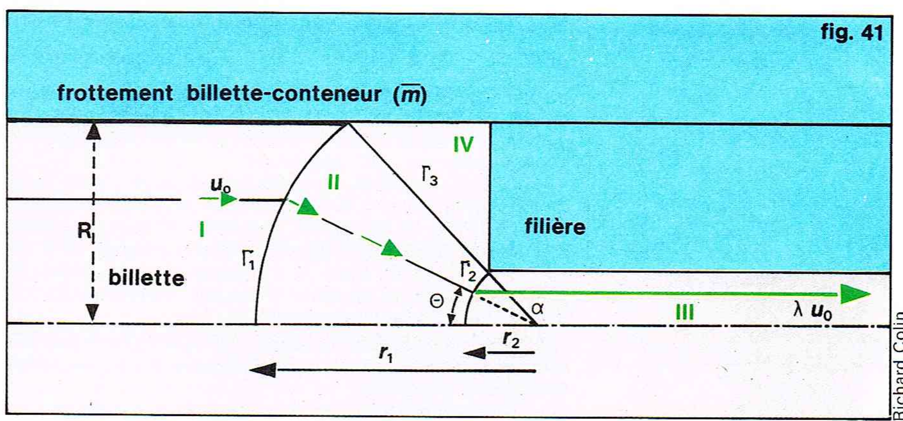
Présentation

C'est un procédé de mise en forme simple

● *Filage direct.* On place une billette à l'intérieur d'un conteneur, et on la comprime à l'aide d'un grain de poussée avec une force suffisante pour que le métal s'écoule au travers de l'orifice de la filière (*fig.* 40a). En général, le rayon du conteneur est voisin de 10 cm, et la capacité d'une presse à filer est comprise entre 500 et 5 000 tonnes.

● *Filage inverse.* Une variante consiste à comprimer la billette avec la filière elle-même (*fig.* 40 b) : il s'agit du filage inverse. La différence entre les deux procédés est la suivante : on supprime, par le filage inverse, tout déplacement relatif entre la billette et le conteneur, donc un frottement éventuel. Le support de la filière doit être élancé : sa longueur doit être voisine de celle du conteneur. Il a la forme d'un manchon creux et doit supporter des efforts très importants. En raison du risque de flambage,





▲ ***Figure 40 :***
a, ***filage direct ;***
b, ***filage inverse ;***
c, ***filage chemisé.***
Figure 41 :
écoulement d'Avitzur.

le trou central doit être aussi petit que possible. La technique du filage inverse n'est ainsi appliquée qu'à des profils massifs tels que les barres ou les tubes.

Bien que désignée par un même nom, cette opération de mise en forme à chaud est tout à fait distincte de l'opération de forge en matrice ouverte appelée également « extrusion arrière ».

● *Filage lubrifié.* Très vite, on a cherché à diminuer le frottement entre la billette et l'outillage (conteneur ou filière). Le filage inverse résout partiellement ce problème ; son principe est connu depuis longtemps (depuis 1870 environ), mais une autre technique avait été mise au point auparavant : le filage lubrifié. Initialement appliqué aux alliages cuivreux, puis aux alliages d'aluminium, il consiste à enrober de graisse la surface des billettes. La pression nécessaire au filage est diminuée, mais la qualité des produits obtenus est médiocre : tous les défauts de la surface de la billette brute de coulée (oxydes, impuretés, etc.) apparaissent sur la barre ; la surface de la barre présente souvent des cloques dues à des intrusions de lubrifiants sous la peau du produit. Actuellement, cette technique n'est employée couramment ni pour les alliages cuivreux, ni pour les alliages d'aluminium. En revanche, depuis 1941, la technique du filage des aciers lubrifiés au verre (procédé Ugine-Sejournet) s'est beaucoup développée.

● *Filage chemisé.* C'est le procédé couramment utilisé pour les alliages cuivreux et les alliages d'aluminium. Il consiste à laisser un certain jeu entre le diamètre intérieur du conteneur et le diamètre du grain de poussée (filage direct) ou de la filière (filage inverse). Au cours du filage, une pellicule épaisse d'environ 1 mm est donc découpée dans la billette et reste collée contre les parois du conteneur (*fig.* 40 c). Lorsque ce jeu devient trop important (du fait, par exemple, de l'usure du grain de poussée), il se produit quelquefois un filage de la chemise (extrusion arrière).

Les principaux avantages de ce procédé sont l'utilisation directe de la billette brute de fonderie (les imperfections de la surface restent en effet dans la chemise), et le bel aspect de surface des produits, en raison de l'absence d'un lubrifiant.

En revanche, un modèle mécanique simple peut nous montrer que ce type de filage équivaut au frottement billette-conteneur maximal ($\bar{m} \sim 1$) dans le cas du filage direct : une part importante de la force disponible sert à former la chemise par cisaillement. Le filage inverse paraît beaucoup mieux adapté à la technique du filage chemisé.

C'est un procédé relativement récent. Le filage est employé depuis le début du XIXe siècle (Bramah, 1797). Initialement, il était utilisé pour l'obtention de fils de plomb, de zinc ou d'alliages mous (Pb-Sn, etc.). Vers 1840, la mise au point de l'accumulateur hydropneumatique a permis d'améliorer sensiblement le système hydraulique et, par conséquent, la capacité des presses. On a pu ainsi commencer à filer des métaux plus résistants tels que les alliages cuivreux. Vers 1870, Hamon met au point la première presse à piston interne porte-aiguille, pouvant filer des *tubes*, et le principe du filage inverse est posé par Haines et Weems.

Au cours de la guerre de 1914-1918, de nombreux progrès ont été réalisés dans le domaine du filage de tubes en alliages de cuivre (filage chemisé). Cette technique fut transposée à l'industrie naissante des alliages d'aluminium. Le filage lubrifié au verre des aciers est une technique encore très récente (1940 environ).

C'est un procédé économique. Le filage est préféré au laminage lorsqu'il s'agit de produire en petites séries des barres, des tubes ou des profilés en alliages cuivreux ou d'aluminium. L'investissement correspondant à l'installation d'une presse à filer entièrement équipée (fours, table de réception, etc.) est en effet nettement inférieur (au moins d'un facteur 10) à celui qui correspond, par exemple, à l'installation d'un train à fils.

Spécificité du filage

Le filage se trouve en amont du cycle de transformation. La plus grande partie de la production de produits filés se compose de barres et de tubes. Mais le filage est aussi tout à fait adapté :

— pour obtenir des profilés de forme complexe (menuiserie métallique) ;

— pour obtenir des tubes sans soudure (fabrication en continu grâce à l'utilisation de « filières à pont », dans le cas des alliages d'aluminium) ;

— pour déformer des matériaux fragiles : en dehors de certaines conditions géométriques défavorables qui ne se rencontrent qu'en fin de filage, le procédé est partout *compressif.* La technique du *filage des poudres* utilise d'ailleurs cette caractéristique qui permet d'accélérer la coalescence des grains (frittage sous charge).

L'approche scientifique

Sollicitations mécaniques du métal. Expérimentalement, on observe dans la billette plusieurs zones déformées différemment. B. Avitzur a proposé un champ de vitesses décrivant de façon satisfaisante l'écoulement du métal. Il est composé (*fig.* 41) :

● *de trois blocs rigides :*

— la partie non déformée de la billette **(I)** ; la vitesse uniforme est égale à u_0 ; nous l'appellerons vitesse de filage ;

— la barre **(III)** ; la vitesse y est égale à λu_0 (λ rapport de filage = rapport des sections) ;

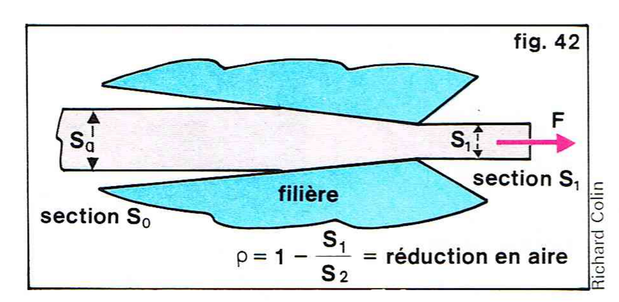
— la zone morte **(IV)** comprise entre la filière et le dernier bloc appelé *convergent ;*

● *d'un convergent de forme conique :* de demi-angle α, limité par deux portions de sphères Γ_1 et Γ_2 (bloc **II**).

A partir de ce champ, on peut évaluer la pression de filage P_F :

$$\frac{P_F}{\sigma_0} = f(\alpha)\ \mathrm{Log}\ \lambda + \frac{2}{\sqrt{3}}\left[\frac{\alpha}{\sin^2\alpha} - \mathrm{cotg}\ \alpha\left\{1 + \bar{m}\left(1 - \frac{1}{\sqrt{\lambda}}\right) - \mathrm{Log}\ \sqrt{\lambda}\right\}\right] + \frac{2}{\sqrt{3}}\,\bar{m}\,\frac{L}{R}$$

▶ *Figure 42 : principe du tréfilage et de l'étirage.*



où : σ_0 est la contrainte d'écoulement du métal à filer; $f(\alpha)$ est une fonction monotone croissante de α variant de 1 ($\alpha = 0$) à 1,17 $\left(\alpha = \frac{\pi}{2}\right)$; $\overline{m}$ est le coefficient de frottement; R le rayon du conteneur et L la longueur de la billette, et la vitesse de déformation moyenne au cœur de l'écoulement :

$$\dot{\varepsilon} \sim \frac{3\,u_0}{R} \operatorname{Log} \lambda \sin \alpha$$

Par ailleurs, on remarque que cette vitesse de déformation est multipliée par $\lambda^{3/2}$, soit en général près de 10^3, entre l'entrée dans le convergent et la sortie au niveau de la barre. Le métal subit donc une sollicitation mécanique très brutale au cours du filage.

Sollicitations thermiques. En général, les phénomènes thermiques se produisant au cours du filage sont de trois ordres :

— gradients thermiques dus aux différences de températures initiales de la billette et de l'outillage;

— échauffement dû éventuellement au frottement le long du conteneur et de la filière;

— auto-échauffement dû à la déformation : celui-ci se traduit par une brusque montée en température juste avant la sortie de la filière.

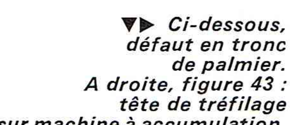
Conséquences sur la structure métallurgique. Les sollicitations thermiques et mécaniques sont très brusques, mais très courtes, et l'on peut s'attendre à une certaine hystérésis dans le comportement du métal. De plus en plus, on cherche à mettre à profit cet état où la structure du métal se trouve hors d'équilibre : technique du filage-étirage consistant à enrouler un fil à une vitesse supérieure à la vitesse de sortie de filière.

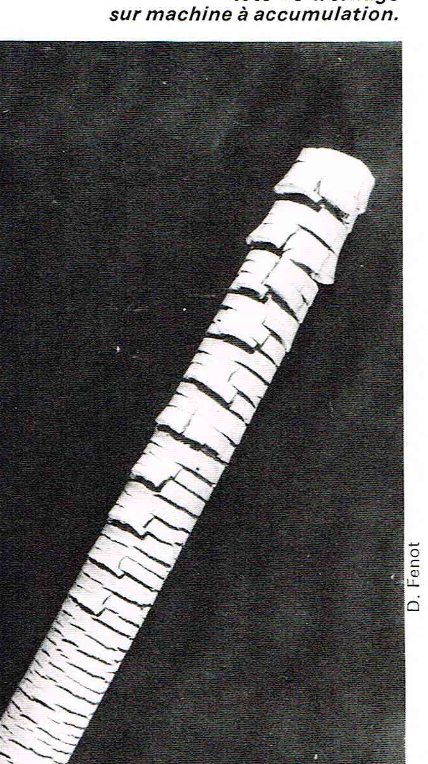
Notons d'autre part deux phénomènes typiques liés au filage direct chemisé.

● *Hypercorroyage :* entre le convergent et la zone morte existe une zone très déformée où les impuretés et les éléments en solution solide précipitent au moment du refroidissement sous une forme fine et orientée.

● *Effet de presse :* comme pour le laminage, les produits obtenus par filage ont une texture caractéristique qui leur confère une résistance mécanique en long supérieure à celle mesurée en travers.

Enfin notons que la principale cause de rebut des produits filés est un défaut nommé *tronc de palmier.*


▼▶ *Ci-dessous, défaut en tronc de palmier. A droite, figure 43 : tête de tréfilage sur machine à accumulation.*



Tréfilage des fils et étirage des barres

Principe

Il s'agit de réduire la section d'un produit long en le tirant à travers une filière (*fig.* 42).

L'étirage concerne des produits ronds de fort diamètre (∅ > 12 mm) ou des produits de section plus complexe (rectangle, par exemple). L'effort est exercé par un mandrin. L'opération est donc discontinue, elle s'effectue à faible vitesse (⩽ 1 m/s) sur des machines monopasses et produit des *barres* droites de quelques mètres de longueur. C'est souvent une opération de finition des produits de la mise en forme à chaud destinée à leur donner une bonne précision dimensionnelle et une faible rugosité.

Le tréfilage concerne les produits ronds de « plus petit » diamètre (∅ < 12 mm). L'effort est exercé par un cabestan sur lequel s'enroule le *fil.* L'opération est continue (moyennant soudure bout à bout des couronnes) et s'effectue à forte vitesse (⩾ 1 m/s). Elle transforme le fil machine produit par laminage à chaud (5 ⩽ ∅ ⩽ 10 mm) en un fil de diamètre moyen (5 ⩽ ∅ ⩽ 1 mm) ou en un fil fin (1 ⩽ ∅ ⩽ 0,1 mm).

Machines de tréfilage

Mis à part les opérations de finition effectuées sur des tréfileuses monopasses à vitesse modérée (⩽ 3 m/s), les machines effectuent 5 à 20 réductions de diamètre successives, chacune de l'ordre de 10 à 30 %.

Il existe trois grands types de tréfileuses multipasses :

Machines à accumulation : le schéma de principe est celui de la *figure* 43 : sur chaque cabestan est enroulée une grande quantité de spires, qui varie selon les différences de débit des diverses passes. On refroidit fortement le fil entre passes à l'aide d'une circulation d'eau à l'intérieur des cabestans et d'une circulation d'air à l'extérieur. On produit ainsi le fil d'acier au carbone, de diamètre moyen, car un échauffement excessif y provoque des transformations structurales indésirables.

Machines à traction directe : chaque cabestan ne porte qu'un petit nombre de spires qui sont refroidies par un système analogue. Le débit de métal doit être constant sur chaque tête pour éviter la casse du fil; chaque cabestan est entraîné à cet effet par un moteur à courant continu, avec une régulation de vitesse. On produit ainsi les fils de diamètre moyen d'acier inoxydable et d'aluminium.

Machines à glissement : il n'y a également qu'un petit nombre de spires sur chaque cabestan, dont la vitesse de rotation est fixe. La conservation du débit de métal est assurée approximativement en jouant sur le diamètre des cabestans. Les écarts (quelques pour cent) sont compensés par le glissement du fil sur les cabestans. La lubrification et le refroidissement du fil sont assurés par un fluide projeté sur le fil en divers points. On tréfile sur de telles machines, dites « immergées », tous les fils (∅ < 1 mm) et les gros fils de cuivre.

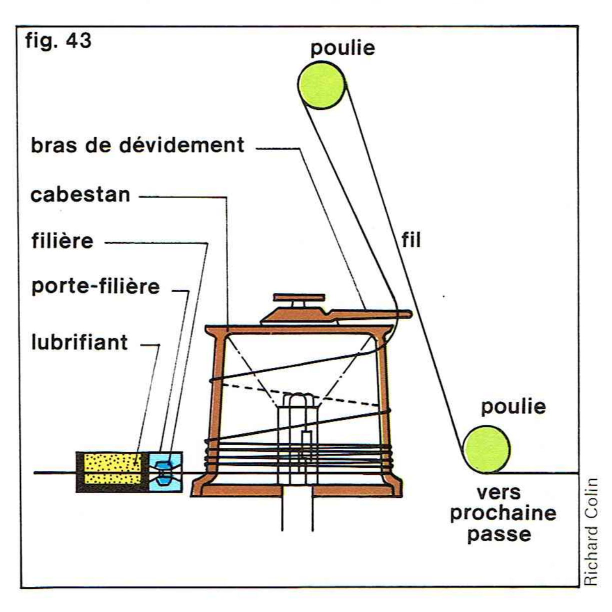
En amont et en aval de telles machines se trouvent des dispositifs plus ou moins complexes assurant le dévidement et l'enroulement du fil.

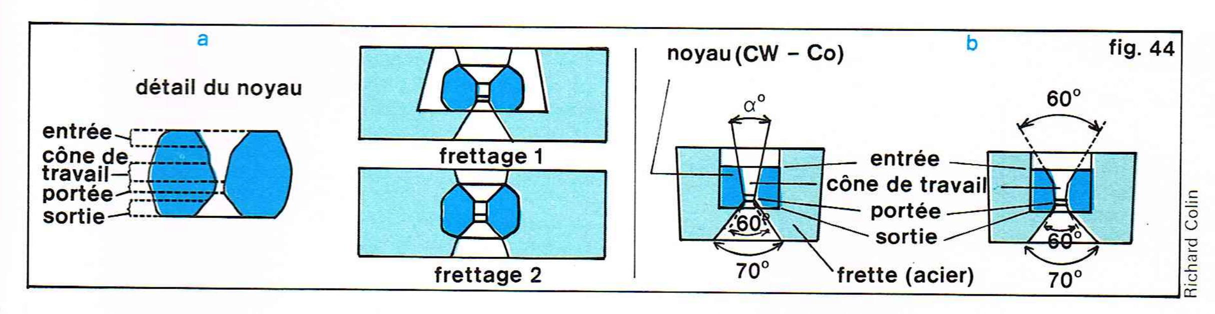
Les filières de tréfilage

Elles sont constituées d'un noyau fretté dans une monture en acier (*fig.* 44). Le noyau est couramment du carbure de tungstène fritté lié par 6 % de cobalt, ou un diamant monocristallin. L'utilisation de ce dernier matériau est limitée pour des raisons économiques au tréfilage des fils de diamètre < 2,5 mm. Depuis peu, on utilise des diamants polycristallins synthétiques, dits « compacts », pour le tréfilage de fil non ferreux de diamètre ⩽ 5 mm.

Lubrification du tréfilage

Pour les aciers, les vitesses actuelles sont limitées par des problèmes de lubrification et de qualité métallurgique du produit; pour les alliages non ferreux, par des problèmes de recuit à la sortie de la tréfileuse, ou de conception mécanique des tréfileuses. La durée de vie des filières en diamant est beaucoup plus élevée que celle des filières en CW-Co, mais leur coût est plus élevé.





◀ *Figure 44 : filières de tréfilage ; a, filière diamant ; b, filière carbure (frettée).*

Opérations annexes au tréfilage

Avant chaque tréfilage multipasse, le fil est soumis, soit en défilé, soit en couronne, à un traitement de recuit destiné à restaurer sa ductilité, suivi, pour les alliages ferreux, d'un décapage et d'un traitement de revêtement (phosphatation, oxalatation, etc.).

Avant utilisation, le fil est soumis à un traitement thermique de normalisation et parfois revêtu d'un film métallique (cuivre pour les fils destinés à la frappe à froid, laiton pour les fils destinés aux pneumatiques, zinc pour protection antirouille) ou polymérique (pour les fils destinés aux applications électriques et téléphoniques).

A une tréfilerie est souvent associée une câblerie.

Aspects scientifiques du tréfilage

L'effort de tréfilage peut être estimé à l'aide de l'expression :

$$\begin{cases} F = \pi R_1^2 \, \sigma_{0m} \, \text{Log} \left(\frac{R_0}{R_1}\right)^2 \left(\psi + \frac{\overline{m}}{\sqrt{3}} \text{cotg} \, \alpha\right) \\ \psi = 0{,}88 + 0{,}195 \left(\frac{R_0 + R_1}{R_0 - R_1}\right) \text{tg} \, \alpha \end{cases}$$

où R_0 (R_1) est le rayon initial (final) du fil ; α le demi-angle de la filière supposée conique ; σ_{0m} la contrainte d'écoulement moyenne du fil (demi-somme des valeurs initiale et finale) ; $\overline{m}$ le coefficient de frottement de Tresca.

On a intérêt à tout point de vue à minimiser le frottement qui est purement résistant : sa contribution à F est de 30 à 50 % en pratique. Surtout, il induit un échauffement du fil et de la filière qui peut atteindre quelques centaines de degrés Celsius lors de tréfilages rapides du fil d'acier ; les savons et les huiles imposent des films lubrifiants épais qui limitent $\overline{m}$ et l'usure de la filière pour le tréfilage des aciers. Dans le tréfilage des fils non ferreux lubrifiés par les émulsions, l'usure est limitée par l'utilisation de noyaux en diamant, peu réactifs chimiquement et de très grande dureté. L'un des problèmes critiques pour la qualité du fil est l'efficacité du refroidissement du fil entre passes. Il tend à généraliser l'emploi de machines immergées.

Élaboration finale

Usinage

Le terme d'usinage est très général et désigne toutes les opérations de mise en forme par enlèvement de matière. On peut les répartir en quatre grandes catégories :

— découpage : cisaillage des produits longs (*fig.* 45 a) ; découpe des produits emboutis ;

— coupe (*fig.* 45 b), où l'enlèvement de matière se fait sous forme de copeaux ;

— travail par abrasion, où un abrasif enlève des microcopeaux (*fig.* 45 c) ;

— procédés physico-chimiques, où l'enlèvement de matière est assuré par une action non mécanique : électro-érosion, meulage électrolytique, usinage chimique, etc.

Cet article est essentiellement consacré à la coupe des métaux. Nous le terminerons en présentant brièvement les divers procédés de travail physico-chimiques et par abrasion.

Coupe des métaux

Importance économique

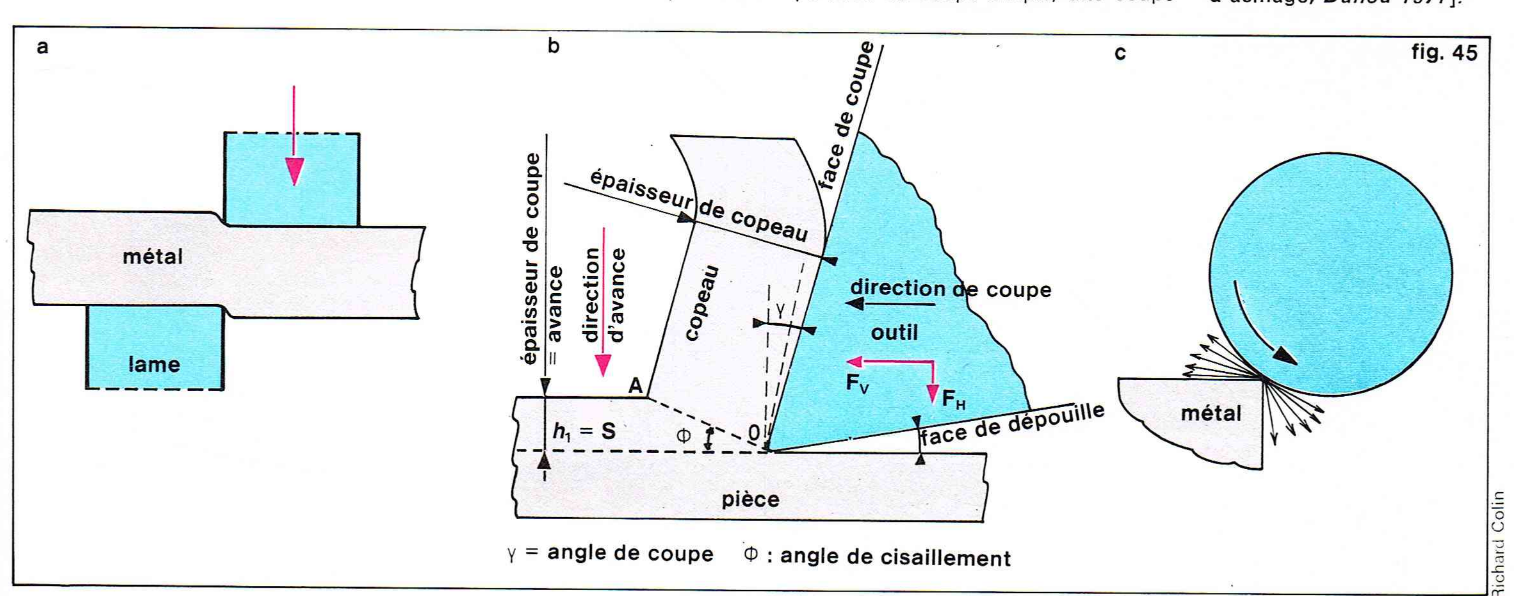
On essaie de plus en plus de réduire le coût de la production des produits de grande série en ayant recours aux procédés de mise en forme sans enlèvement de matière, comme le forgeage à froid. Toutefois, la coupe des métaux reste le procédé de mise en forme le plus important : les dépenses correspondant aux travaux de coupe représentent environ 5 % du produit national brut des pays industrialisés, soit, pour la France, 30 milliards de francs environ. C'est en effet le procédé de choix pour l'obtention de produits de forme complexe, notamment de petite série.

Du fait de son importance économique, la coupe a vu ses techniques évoluer considérablement dans le sens d'une productivité sans cesse accrue : augmentation des vitesses de coupe ; introduction de nouveaux matériaux à outil ; commande numérique et programmation automatique des machines-outils ; amélioration des fluides de coupe et de l'usinabilité des alliages métalliques.

Principaux procédés

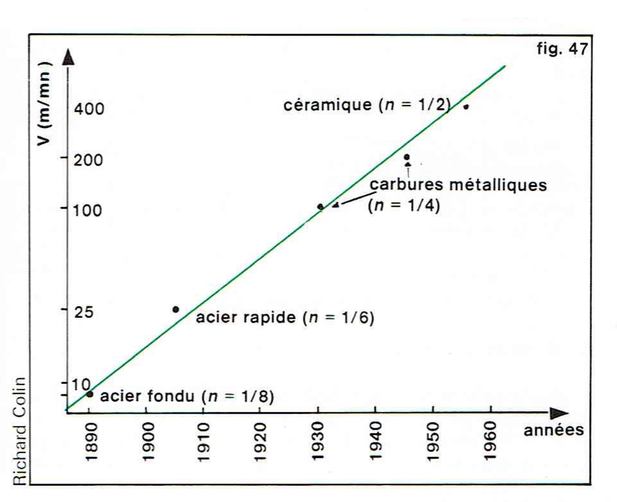
La *figure* 45 b définit les différentes grandeurs géométriques d'une opération de coupe simple, dite coupe

▼ *Figure 45 : procédés mécaniques d'usinage ; a, cisaillage d'un produit long ; b, coupe orthogonale pure des métaux ; c, travail par abrasion (exemple : meulage d'un angle)* [b, *d'après R. Weill,* Techniques d'usinage, *Dunod 1971*].



Opérations	Mouvement de coupe assuré par	Mouvement d'avance assuré par	Pièce produite
Tournage (*fig.* 46 a)	rotation de la pièce autour de son axe	déplacement de l'outil parallèlement à l'axe	axisymétriques filetées
Fraisage (*fig.* 46 b)	rotation de la fraise	déplacement de la pièce	de toutes formes
Perçage (*fig.* 46 c)	rotation du foret	avance du foret	trous cylindriques

Tableau II
Les trois principales opérations de coupe des métaux



▲ *Tableau II : les trois principales opérations de coupe des métaux. Figure 47 : évolution des outillages et des vitesses de coupe depuis 1890 (d'après R. Weill, Techniques d'usinage, Dunod 1971).*

orthogonale pure, où la déformation imposée au métal est plane. Les trois principales opérations sont décrites au *tableau* VI et sur la *figure* 46.

Il existe des opérations de coupe d'une importance moindre : rabotage, mortaisage, brochage et taraudage. On donne à la pièce la forme souhaitée soit en faisant suivre à l'outil une trajectoire adéquate (procédé de génération), soit en utilisant un outil de forme qui reproduit le profil dans la pièce.

Matériaux pour outils de coupe.

Pour concevoir une opération de coupe et choisir, en particulier, la vitesse de coupe, on tient essentiellement compte de la puissance de la machine-outil et de la résistance à l'usure de l'outil utilisé. L'importance du choix du matériau de l'outil est illustrée par la *figure* 47 qui représente l'évolution des vitesses de coupe depuis 1890 : la croissance exponentielle a été rendue possible par l'introduction de matériaux à outils de plus en plus durs :

— Les outils en acier rapide ont été introduits par l'Américain Taylor vers 1900. L'un des plus classiques est l'acier 18-4-1 (18 % W-4% Cr-1% V-0,5 % C). Actuellement, ils sont surtout utilisés pour les outils de forme complexe (fraises, forets, tarauds, etc.).

— Les carbures métalliques frittés permettent les vitesses de coupe les plus élevées. On utilise le carbure de tungstène lié par du cobalt pour la coupe des alliages non ferreux, des carbures mixtes de tungstène et de titane liés par du cobalt pour la coupe des alliages ferreux.

— Enfin les outils céramiques, constitués en général d'alumine, permettent la coupe à vitesse élevée des fontes et de certains aciers spéciaux.

Tous ces matériaux périssent en coupe selon la loi mise en évidence expérimentalement par Taylor : $T^nV = Cte$ où T est la durée de vie de l'outil, c'est-à-dire le temps nécessaire pour provoquer l'affaissement de l'arête de l'outil par échauffement excessif, et V la vitesse de coupe. La valeur de l'exposant *n* pour les différents matériaux est précisée sur la *figure* 47. On voit que l'augmentation de dureté augmente *n*, c'est-à-dire diminue la sensibilité de la durée de vie à la vitesse. La coupe s'effectue en général à la vitesse V_{60} correspondant à une durée de vie de l'outil de 60 minutes.

Lubrification de la coupe

Les principales fonctions du lubrifiant sont les suivantes :

— augmenter la durée de vie de l'outil par refroidissement de l'arête de coupe et diminution du frottement du copeau sur l'outil ;

— faciliter le dégagement du copeau dans les opérations comme le perçage ou le taraudage ;

— refroidir la pièce pour respecter les tolérances dimensionnelles et améliorer l'état de surface ;

— lubrifier certains organes de la machine-outil ; on utilise à cet effet des émulsions et des huiles minérales additivées. Leur choix dépend avant tout de la nature de l'opération considérée.

Usinabilité des métaux

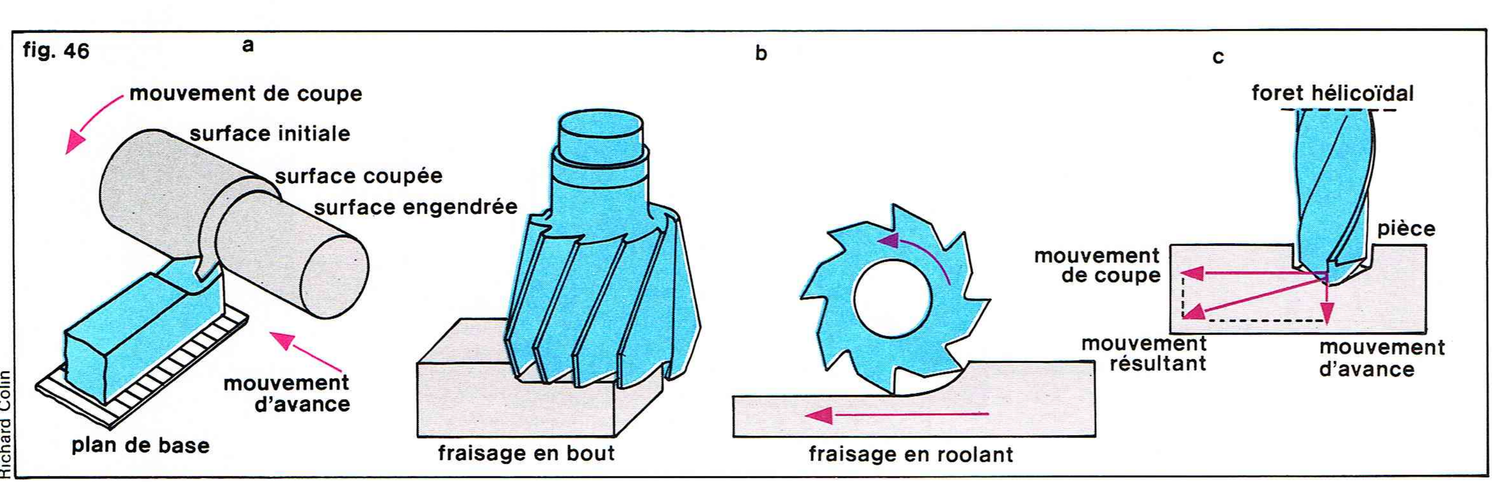
Pour apprécier l'aptitude des métaux à être usinés, il faut tenir compte de divers aspects de la coupe : efforts de coupe ; vitesse d'usure des outils ; état de surface du produit usiné ; morphologie du copeau. Augmenter l'usinabilité, c'est minimiser les efforts de coupe, la vitesse d'usure de l'outil, la rugosité superficielle et la longueur des copeaux. Ces divers aspects sont évidemment liés, mais ne varient pas forcément dans le même sens. La notion d'usinabilité est donc parfois difficile à cerner précisément.

Les produits usinés en grande série ont le plus souvent subi au préalable une mise en forme par déformation plastique sans enlèvement de matière, où la probabilité d'apparition de défauts est d'autant plus faible que la ductilité du métal est plus grande. Or la ductilité, c'est-à-dire l'aptitude à subir de grandes déformations plastiques sans décohésion, et l'usinabilité varient en général en sens inverse, ce qui oblige à adopter un compromis.

Les différents moyens de régler l'usinabilité sont les suivants :

— la structure métallographique : taille des grains — forme des inclusions ; faire passer la taille des grains d'un

▼ *Figure 46 : principaux procédés de coupe ; a, tournage longitudinal ; b, fraisage ; c, perçage (d'après R. Weill, Techniques d'usinage, Dunod 1971).*



acier au carbone de 15 μm à 200 μm peut diviser la vitesse d'usure par un facteur 6 ; la présence de perlite lamellaire est favorable jusqu'à une teneur en carbone de 0,35 % ; au-delà, c'est la structure avec perlite globulaire qui est la plus intéressante ;

— les inclusions : diverses inclusions sont réputées favorables (sulfure de manganèse, plomb, phosphore, sélénium, tellure et même oxydes) ;

— l'état d'écrouissage : en général, l'usinabilité d'un alliage métallique augmente avec la déformation (un métal recuit est moins usinable que le même métal fortement écroui).

Rugosité des surfaces coupées

La rugosité des pièces dépend avant tout du procédé considéré, comme le montre le *tableau* III.

A procédé donné, elle dépend de la géométrie et des vibrations de l'outil, de l'avance, des caractéristiques métallurgiques du métal usiné et surtout de la vitesse d'usinage ; les fortes rugosités obtenues aux vitesses moyennes sont dues à la présence d'une zone morte le long de l'outil, qui peut adhérer fortement à celui-ci et former alors l'arête rapportée. La rugosité varie dans le même sens que la taille de cette zone morte qui dépend, entre autres, de la vitesse de coupe, du lubrifiant et de l'angle de coupe.

Efforts de coupe

Considérons la coupe orthogonale pure de la *figure* 45 b et appliquons-lui la méthode de la borne supérieure avec les deux hypothèses suivantes : le métal subit une discontinuité de vitesse le long de OA ; le copeau frotte sur l'outil sur une longueur *l*, avec un frottement de Tresca. La composante horizontale de l'effort de coupe F_V, qui seule dissipe de la puissance, vaut :

$$F_V = \frac{\sigma_0}{\sqrt{3}} S \frac{1}{\cos(\Phi - \gamma)} \left(\frac{\cos\gamma}{\sin\Phi} + \frac{\overline{m}l}{S}\sin\Phi\right)$$

l'angle de cisaillement Φ étant défini par la relation implicite : $\cos(2\Phi - \gamma) = \frac{\overline{m}l}{S}\sin^2\Phi$. L'angle Φ et l'épaisseur du copeau varient en sens inverse ; le copeau est d'autant plus épais que $\frac{\overline{m}l}{S}$ est grand.

L'application de ce modèle ou de modèles analogues est difficile, car la longueur *l* est en général de l'ordre de l'épaisseur du copeau, mais indéterminée *a priori*, et la valeur de la contrainte d'écoulement est difficile à évaluer. La déformation totale

$$\bar{\varepsilon} \simeq \frac{1}{\sqrt{3}} \frac{\cos\gamma}{\sin\Phi\cos(\Phi - \gamma)}$$

est de l'ordre de l'unité ; la vitesse de déformation est très élevée, dépassant couramment $10^3\ s^{-1}$; les échauffements peuvent atteindre plusieurs centaines de degrés Celsius.

Usinage par abrasion

On peut classer les procédés en deux catégories.

Travail à la meule

● Dans le *meulage*, on ne contrôle pas avec précision les mouvements de la pièce, et l'on réalise des opérations du type ébarbage ou polissage.

● La *rectification* confère à la pièce une forme géométrique précise et une faible rugosité par un contrôle précis des mouvements de la meule et de la pièce.

Finition à l'abrasif

● Dans le *rodage*, on confère à une surface plane ou axisymétrique une forme géométrique très précise et une faible rugosité en faisant glisser à faible vitesse à sa surface soit de l'abrasif en poudre, soit de l'abrasif aggloméré.

● Le *polissage* diminue la rugosité de la surface par des techniques analogues.

Les abrasifs utilisés dans le travail à la meule sont les poudres d'alumine, de carbure de silicium ou de bore, de diamant. La rugosité finale obtenue est d'autant plus faible que la taille des grains est plus fine. Les agglomérats des meules industrielles sont constitués d'une porcelaine préparée à l'aide d'argile, de sable et de feldspath. L'abrasion à grande vitesse ($\geqslant$ 30 m/s) nécessite l'emploi de liants résines, type bakélite ou caoutchouc. Pour le polissage, on utilise des abrasifs plus tendres, comme l'émeri, l'alumine, le rouge d'Angleterre, le vert de chrome. Les grains d'abrasifs sont collés sur des disques tournant à grande vitesse.

Tableau III
Rugosité des pièces métalliques en fonction du procédé d'usinage

Procédé	Rectification	Meulage	Tournage	Brochage	Rabotage
Rugosité (en μm)	0,9	2,3	2,5	6	16

▲ *Tableau III : rugosité des pièces en fonction du procédé de coupe.*

Usinages physico-chimiques

Il en existe une grande variété. Leurs domaines d'élection sont le travail des matériaux très durs et le micro-usinage de précision.

Usinage par ultrasons. La pièce est usinée par des particules abrasives, comme le carbure de bore, mises en mouvement par un poinçon vibrant avec une fréquence très élevée. Ce procédé est surtout réservé aux opérations de finition.

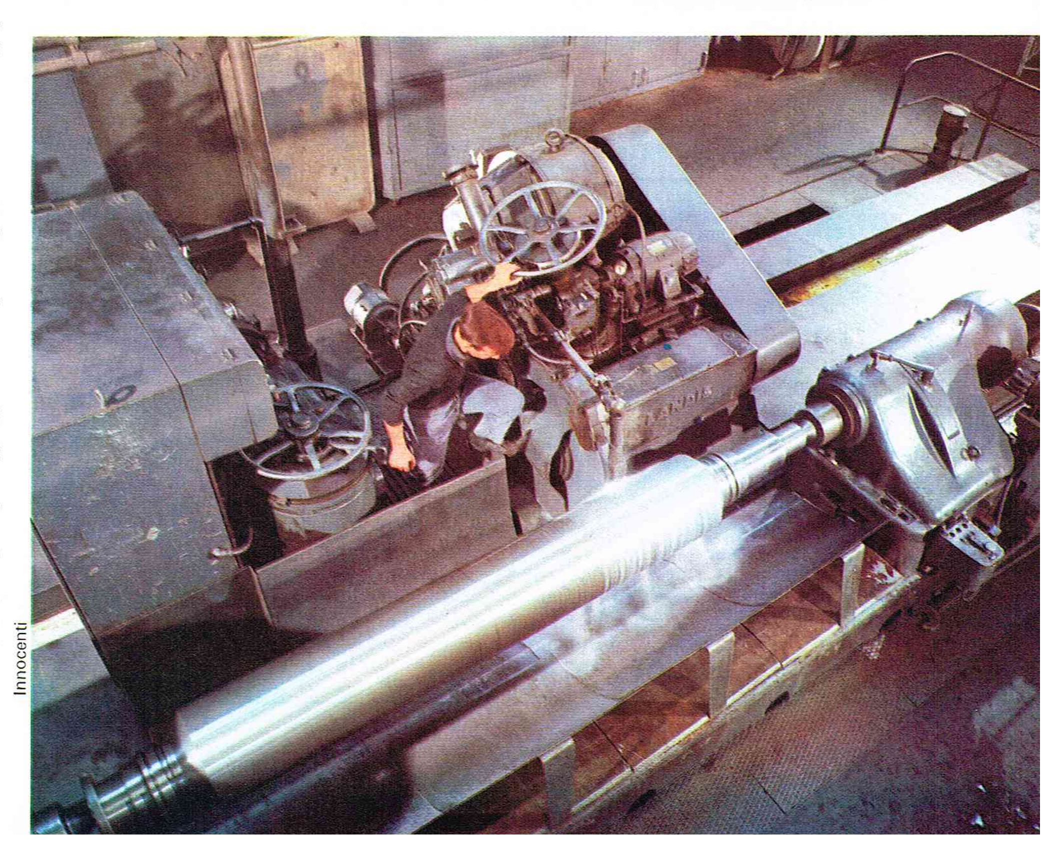
Usinage électrochimique. La pièce, qui est l'anode d'une cellule électrolytique, est dissoute par le passage du courant électrique ; sa forme tend à se rapprocher de celle de la cathode, qui joue donc le rôle d'un outil pratiquement inusable. On peut ainsi reproduire en grande série des formes complexes, comme les gravures de matrice.

Usinage chimique. On protège les parties de la pièce que l'on veut préserver en les recouvrant d'un vernis. L'immersion de la pièce dans une solution acide ou basique enlève aux parties non vernies une certaine profondeur de métal. Ce procédé est utilisé pour le façonnage des pièces de faible épaisseur (dont un bon exemple est le circuit imprimé où l'on utilise une technique de photogravure).

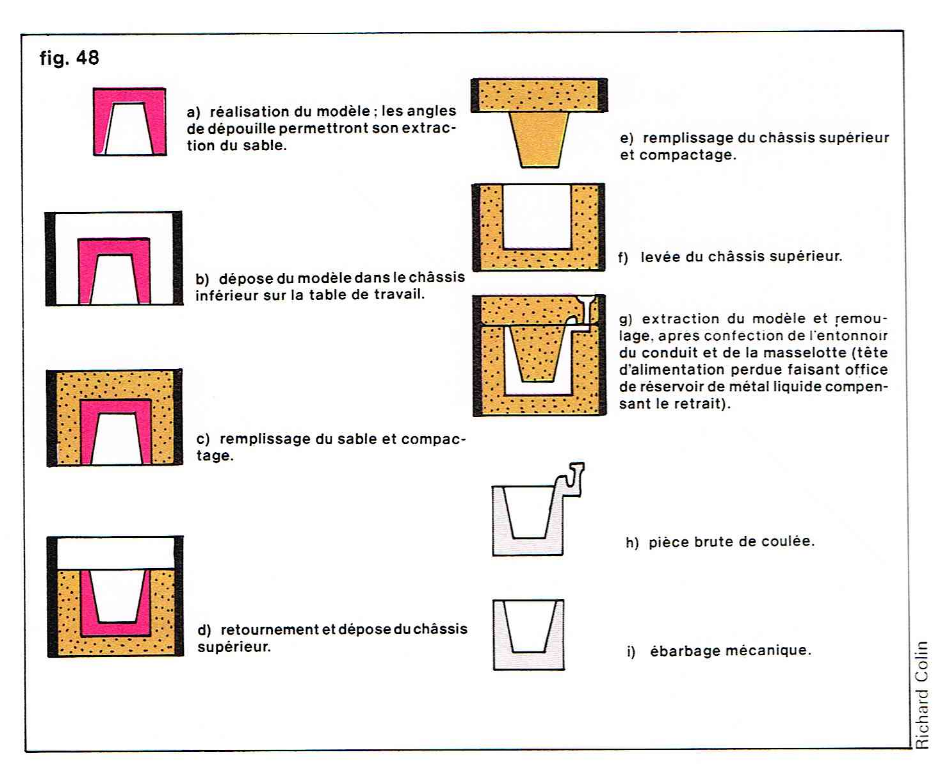
Électro-érosion. Ce procédé repose sur le fait que l'étincelle électrique éclatant entre deux conducteurs use préférentiellement l'anode. La cathode confère ainsi peu à peu sa forme à l'anode.

Usinage par bombardement électronique ou par laser. L'impact du faisceau d'électrons ou de lumière cohérente échauffe fortement la pièce, ce qui permet, notamment, de la percer, de la découper, de réaliser des microsoudures.

▼ *Opération de rectification cylindre extérieure. La rectification confère à la pièce une forme géométrique précise et une faible rugosité par un contrôle précis des mouvements de la meule et de la pièce.*



Innocenti



▲ *Figure 48 : principes fondamentaux du moulage manuel en moules perdus.*

La fonderie

Procédé de mise en forme concurrent du forgeage dans l'Antiquité, la fonderie concernait alors essentiellement le bronze. Ce n'est qu'à la fin du Moyen Age qu'on réussit à couler le fer (la fonte en l'occurrence), lorsqu'on sut produire des températures suffisamment élevées. Le développement de cette technique est dû classiquement aux besoins militaires (boulets, canons), mais elle s'étendit assez vite aux objets d'utilisation courante (fourneaux, statues, etc.). La production industrielle de fonte vit le jour au XIVe siècle, avec les premiers hauts fourneaux à charbon de bois; au XVIIIe siècle, le coke remplaça le charbon de bois et permit l'obtention de fontes aux caractéristiques mécaniques prédéterminées. Parallèlement se développa la technique des traitements thermiques des métaux (trempe, recuit), qui permit en particulier de rendre les fontes « malléables ». Ce n'est qu'au début du XIXe siècle qu'apparurent les premières pièces moulées en acier; les difficultés à résoudre concernaient essentiellement le matériau réfractaire des moules, qui devait résister à des températures plus élevées que pour la fonte.

Aujourd'hui, la fonderie intéresse la plupart des alliages métalliques, et représente en poids un pourcentage assez important des pièces mises en forme (environ un tiers). L'économie de cette technique explique qu'en valeur ajoutée, le pourcentage concernant la fonderie est nettement plus faible (environ 1/10). La variété quasi illimitée des formes possibles, la précision dimensionnelle atteinte sont les principaux avantages; l'inconvénient qui freine son utilisation universelle réside dans les caractéristiques mécaniques relativement faibles des structures métalliques brutes de coulée. Néanmoins, la fonderie connaît aujourd'hui un essor important lié aux industries de pointe (aéronautique) : fonderie d'alliages légers, d'alliages de titane, etc. Nous pouvons enfin inclure, dans la description des différents procédés, la coulée continue en tant que technique apparentée à la fonderie conventionnelle; la production de blooms en coulée continue se révèle aujourd'hui un procédé capable de faire évoluer notablement l'industrie sidérurgique classique.

Les différents procédés

Le moulage en moules perdus

● *Le moulage manuel.* La *figure* 48 illustre les principes fondamentaux du moulage dans le cas d'une pièce très simple. Pour prévenir les défauts dus à la solidification, on est souvent conduit à rattacher à la pièce de nombreux *évents* (canaux d'arrivée d'air frais) et des *masselottes* diverses. Les défauts classiques sont les *retassures* (retraits à l'état liquide) et les *criques,* dues aux fortes contraintes de traction développées par les différents retraits. En particulier, les différences brutales d'épaisseur sont à proscrire.

Le modèle est généralement en bois, gypse ou résine synthétique. Il existe également des modèles métalliques, surtout dans le cas des grandes séries. Il est parfois en plusieurs parties pour pouvoir être extrait. Le sable est en fait constitué d'un mélange de sable réfractaire proprement dit, d'un liant (argile, résine) et d'adjonctions (graphite, amidon) susceptibles d'influencer les réactions entre la paroi et le métal liquide. Pour le moulage des pièces creuses, on utilise un noyau, généralement en sable lié de résine et compacté dans la boîte à noyau.

● *Le moulage à la machine.* Les principes fondamentaux sont identiques; la plupart des opérations précédemment décrites peuvent être mécanisées pour les grandes séries.

● *Le moulage à modèle perdu (ou en cire perdue).* Dans ce procédé, qui donne une remarquable précision dimensionnelle, le modèle est fait en cire ou en matière plastique fusible. On le plonge dans une masse de moulage (sable), où il se recouvre d'une carapace, qui constitue le moule proprement dit, après fusion ou calcination du modèle. La pièce est débarrassée du sable adhérent par grenaillage. Ce procédé s'applique à la production de pièces compliquées et précises, sans bavure et avec un excellent fini de surface.

Le moulage en moules permanents (ou en coquilles)

Dès la fin du siècle dernier, on a cherché pour les grandes séries à fabriquer des moules « permanents », c'est-à-dire d'une durée de vie relativement importante (10^4 à 10^5 pièces environ). Le moule permanent est constitué de plusieurs parties séparables pour l'évacuation de la pièce. La *figure* 49 illustre les opérations élémentaires d'un cycle de fabrication.

Le moule, en fonte ou en acier réfractaire, subit des cycles thermiques qu'il convient, par réchauffage ou refroidissement, de maintenir stationnaires en cours de fabrication (*fig.* 50).

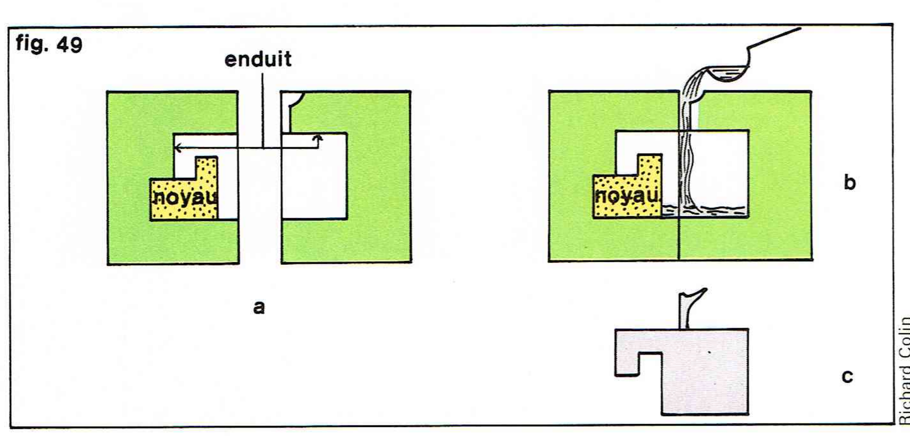
Pour accélérer la cadence de production, il s'agit de réduire la durée des opérations élémentaires précédemment décrites. Les opérations mécaniques peuvent être accélérées en améliorant la technologie; la seule précaution à prendre est de toujours chercher à maintenir le moule entre θ_{max} et θ_{min}. Les opérations d'attente (remplissage et solidification) ont une durée fonction de la vitesse de remplissage et du temps d'échange thermique entre le métal se solidifiant et le matériau du moule.

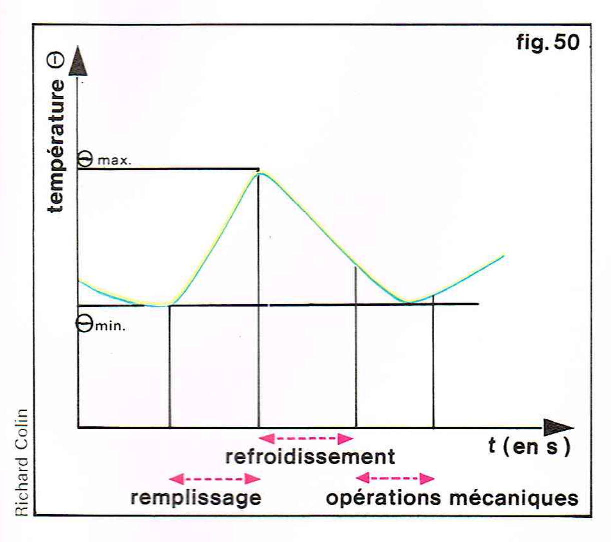
Pour obtenir un remplissage correct, il faut que l'échange thermique soit faible pendant le remplissage (pas de solidification prématurée) et important pendant la solidification. Ces principes sont mis en application dans le moulage centrifugé et le moulage sous pression, où l'on accélère le remplissage classique à gravité tout en maintenant en action le système de refroidissement.

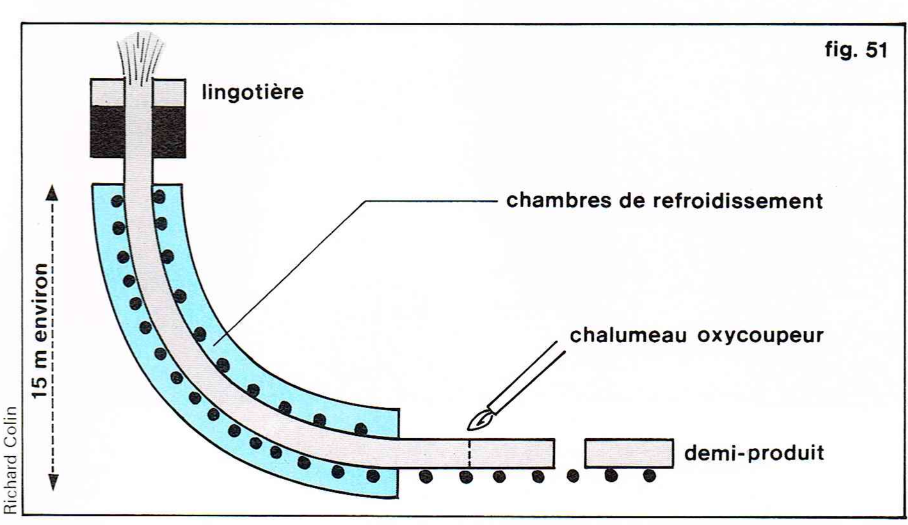
● *Le moulage centrifugé.* Dans le cas de pièces axisymétriques (tubes, anneaux), la centrifugation qui agit jusqu'à la solidification permet de réaliser des formes intérieures dans un moule extérieur.

● *Le moulage sous pression.* Les procédés technologiques permettant de couler sous pression sont très variés. On utilise un gaz comprimé qui injecte le métal liquide

▼ *Figure 49 : moulage en moules permanents; opérations élémentaires d'un cycle de fabrication; a, mise d'un enduit protecteur de surface; mise en place d'éventuels noyaux destructibles; fermeture et blocage du moule; b, remplissage avec l'alliage liquide par gravité; refroidissement et solidification de l'alliage; ouverture et éjection de la pièce; c, décochage (destruction des noyaux), ébarbage mécanique.*







sous une pression plus ou moins grande. Une faible pression (quelques bars) augmente déjà la productivité de 30 % environ. Avec les fortes pressions apparaît le défaut de « *cloquage* » : le centre de la veine reste longtemps liquide en raison de la poussée, alors que les parois se solidifient rapidement au contact du moule. Au refroidissement final, le cœur rétreint fortement. Par ailleurs, les bulles de gaz fortement comprimé, entraînées par l'écoulement turbulent, y seront écrasées. Tout traitement thermique ultérieur tend à dilater ces bulles et à « cloquer ».

La maîtrise de ce problème n'est pas évidente. Les tendances actuelles sont la coulée sous vide et la coulée sous oxygène pour les alliages d'aluminium : la formation immédiate d'oxyde Al_2O_3 évite la formation de bulles.

La coulée continue

Classiquement, en amont des opérations de grosse forge ou de laminage, le métal liquide est coulé en lingots plus ou moins volumineux qui sont transformés en demi-produits (blooms, billettes, brames) au cours des premières transformations. L'idée d'obtenir continûment, à partir du métal liquide, les formes géométriques des demi-produits de mise en forme en amont d'une chaîne de transformations successives a d'abord été appliquée aux métaux non ferreux : au lieu de couler dans une lingotière, on tire le métal à travers un moule sans fond fortement refroidi.

Dès les années 1950 se sont développées les coulées continues d'acier, qui, aujourd'hui, bouleversent les structures classiques de la sidérurgie. Les premières machines étaient verticales, mais dès 1960 on a su courber le produit et abaisser la hauteur des installations (*fig.* 51). Un tel procédé semble rentable quelle que soit la taille de l'installation, de la grande aciérie d'importance nationale à la miniaciérie d'intérêt régional à partir d'un acier produit au four électrique avec les ferrailles locales.

Les propriétés des pièces coulées

Propriétés des pièces de fonderie

Si le métal est sensiblement homogène, l'alliage solidifié se présente généralement comme la juxtaposition de nombreuses phases solides de composition et de structure très distinctes. La plupart de ces hétérogénéités sont dues au phénomène de solidification gouverné par les gradients thermiques au sein du matériau. A chaque instant de la solidification, la composition du solide est différente de celle du liquide dont il provient, si bien que la composition du liquide se modifie peu à peu, et que celle du solide résultant varie au cours du temps. La structure dendritique est ainsi liée aux cinétiques des transferts de matière (convection, diffusion, ségrégation) dans le liquide et le solide.

Parallèlement aux transformations métallurgiques, le refroidissement provoque une contraction du métal : le *retrait*. Du point de vue de la géométrie finale du produit, il faut donc prévoir des alimentations surabondantes (masselottes) ainsi que des « astuces » de praticiens pour éviter les défauts (retassures). Du point de vue de l'homogénéité mécanique, en revanche, les inévitables gradients thermiques provoquent des retraits locaux très divers, et le métal solidifié est le siège de contraintes résiduelles importantes. Ces contraintes peuvent elles-mêmes provoquer des défauts (tapures) si leur intensité est suffisante pour provoquer la rupture.

L'ensemble de ces hétérogénéités physiques et mécaniques confère aux pièces de fonderie des propriétés assez différentes de celles rencontrées sur des pièces dont le matériau a subi des traitements thermomécaniques divers. Les progrès réalisés dans l'étude théorique de la solidification permettent aujourd'hui d'orienter ces propriétés et de les adapter — plus ou moins — aux conditions de travail des pièces.

D'une façon très générale, les alliages de fonderie ont des caractéristiques mécaniques plus faibles que les métaux corroyés : résistance à la rupture, ténacité, allongement. En revanche, les alliages de fonderie présentent souvent des performances intéressantes en sollicitation dynamique (fatigue), en résistance à l'usure (et notamment à chaud), en résistance à la corrosion, etc. Ils sont également aptes à subir des traitements thermiques divers (recuit, trempe, revenu, traitements de « malléabilisation »). On sait enfin leur conférer de bonnes propriétés d'usinabilité et de soudabilité rendant la technique de fonderie très rentable dans bien des cas de fabrication de série.

▲ *Figure 50 : cycle thermique du moule. Le moule en fonte ou en acier réfractaire subit des cycles thermiques qu'il convient, par réchauffage ou refroidissement, de maintenir stationnaires en cours de fabrication.*
Figure 51 : la coulée continue. Dès les années 1950 se sont développées les coulées continues d'acier ; les premières machines étaient verticales, mais dès 1960, on a su en courber le profil et abaisser la hauteur des installations.

Le soudage et les procédés d'assemblage

Historiquement, l'assemblage de deux pièces métalliques s'est d'abord réalisé par *forgeage* (martelage des deux pièces chauffées au rouge), puis par *brasage* (réunion des deux pièces par un métal d'apport à bas point de fusion). Lorsque la technique a permis de porter n'importe quel métal à son point de fusion (en particulier l'acier), le *soudage par fusion,* c'est-à-dire la jonction des deux pièces portées localement à l'état liquide, a pu se développer ; c'est aujourd'hui le procédé d'assemblage le plus répandu, mais les progrès technologiques sont constants : il s'agit de tendre vers la soudure idéale pour tous les métaux, c'est-à-dire celle qui modifie le moins possible l'homogénéité du métal. Dans cet objectif, des procédés de soudage sans fusion se sont aussi développés : soudage par diffusion, soudage par résistance.

Le soudage par fusion

Les surfaces à souder sont localement fondues. Le soudage peut être *autogène* (pas de métal d'apport) ou *homogène* (le métal d'apport est différent du métal de base). Les moyens de chauffage sont divers et différencient les procédés.

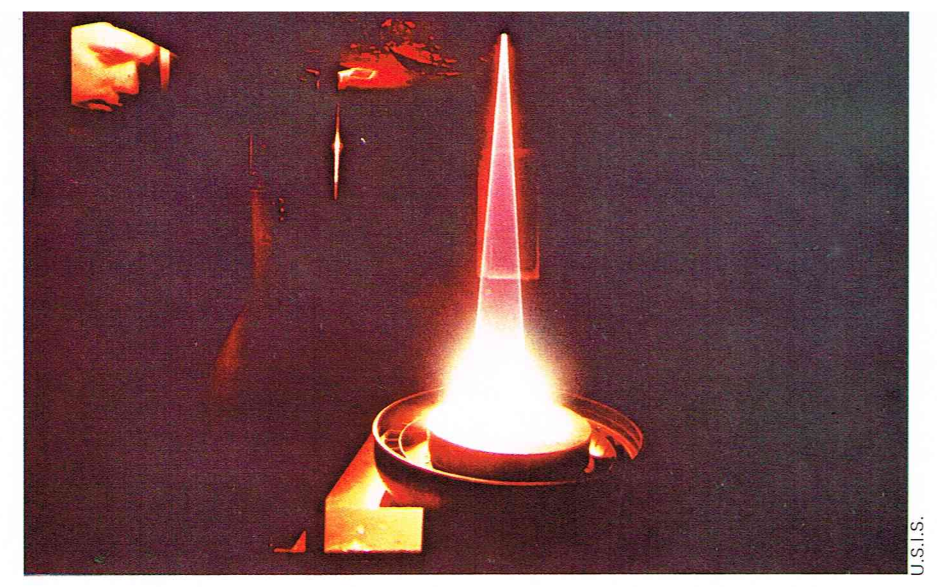
Le soudage oxyacétylénique. La combustion de l'acétylène est fortement exothermique ; l'acétylène ne présente aucun danger physiologique et s'emmagasine facilement ; la flamme oxyacétylénique est très réductrice. L'ensemble de ces données explique le fait que le procédé soit très répandu, car il est très souple d'utilisation.

Le soudage à l'arc électrique. Ce deuxième procédé est aussi très répandu. La haute température (environ 3 200 °C) d'un arc électrique obtenu dans l'air entre une électrode et l'ensemble à souder maintenus à la distance

▼ *Soudure oxyacétylénique sur tubes de petit diamètre et de faible épaisseur.*

I.G.D.A. - Costa

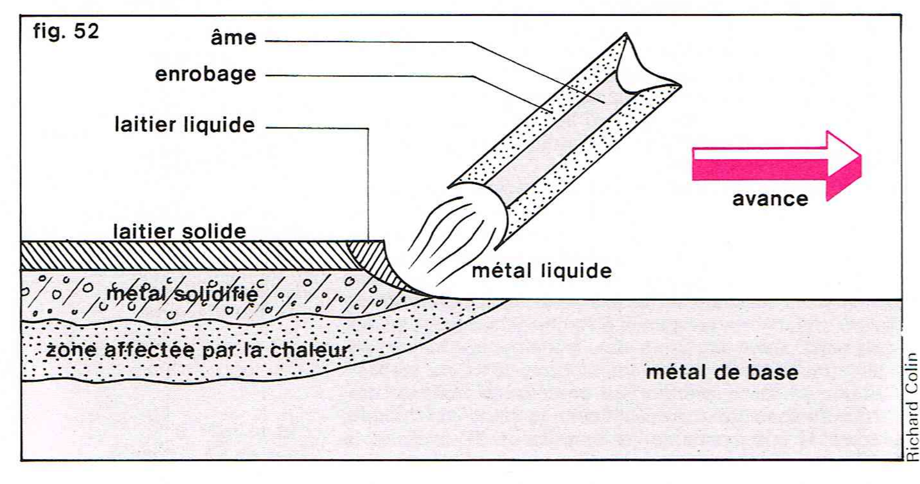




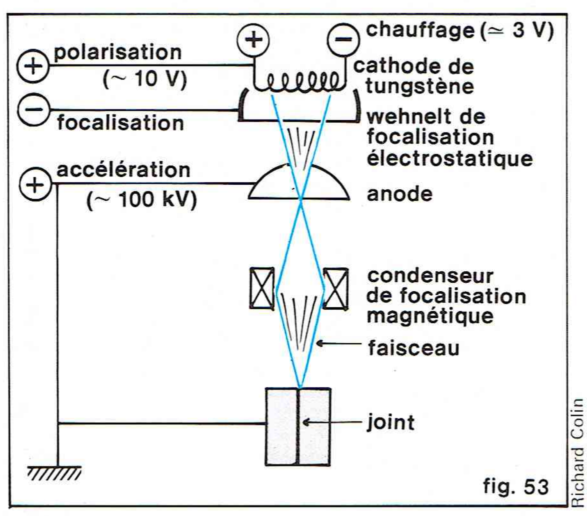
U.S.I.S.

▲ *Soudage par bombardement électronique. L'énergie cinétique d'un faisceau d'électrons de haute énergie est transformée en chaleur à l'impact, entraînant la fusion locale.*

adéquate est utilisée pour leur fusion simultanée. L'électrode est généralement enrobée, l'enrobage ayant un rôle de protection mécanique et métallurgique. La nature de l'enrobage (basique, cellulosique, oxydant) est adaptée à la nature du métal à souder (*fig.* 52). Selon les caractéristiques du poste de soudage (nature du courant, caractéristique tension/intensité) et de l'installation, le procédé peut être manuel ou automatique.

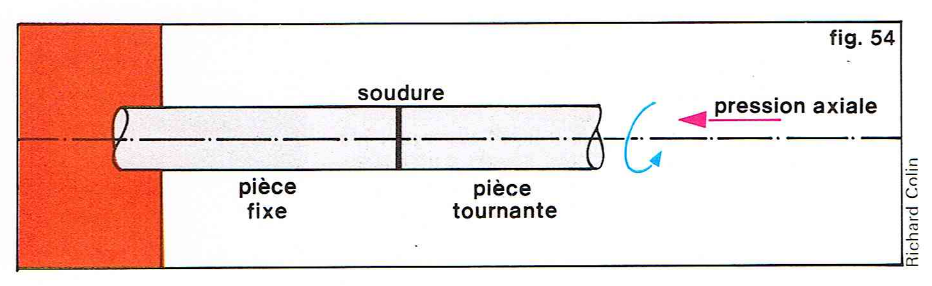


▲ *Figure 52 : soudage à l'arc électrique; l'électrode est généralement enrobée, l'enrobage ayant un rôle de protection mécanique et métallurgique.*



▶ *Figure 53 : soudage par bombardement électronique; le générateur électronique.*

▼ *Figure 54 : soudage par friction. L'énergie mécanique de frottement dissipée en chaleur est utilisée pour fondre les surfaces en regard des deux pièces en rotation l'une par rapport à l'autre.*



Le soudage sous atmosphère protectrice. Sans protection contre la corrosion atmosphérique du bain de soudure, le soudage de certains alliages très oxydables serait impossible (alliages très légers, par exemple). Mis au point pour cette raison, le soudage à l'arc sous atmosphère d'argon sert également à obtenir des soudures d'excellente qualité sur les aciers au carbone, les aciers inoxydables, les alliages légers, les alliages cuivreux, les alliages de nickel, de titane, etc.

Il y a deux techniques principales :

— l'électrode ne fond pas, et on met ou non un métal d'apport (procédé TIG : « Tungsten-Inert Gas ») ;

— l'électrode fond (procédé MIG : « Metal-Inert Gas »).

Remarque : l'argon est parfois remplacé par du gaz carbonique, moins cher (procédé MAG : « Metal-Active Gas »).

Le soudage par torche à plasma. Initialement destinées au découpage, les torches à plasma sont d'utilisation récente en soudage (1965). Le principe de ces torches est simple : une buse en cuivre constitue la cathode et entoure l'anode axiale en tungstène; dans l'espace inter-électrodes, un gaz plasmagène (argon, hélium) est envoyé; l'arc électrique ionise alors le gaz, qui devient conducteur électrique et libère de l'énergie thermique par effet Joule qui s'ajoute à la chaleur de l'arc.

L'arc plasma diffère de l'arc TIG par sa forme, beaucoup plus mince, sa température, plus élevée, et la vitesse d'éjection des gaz, plus grande. Ces caractéristiques expliquent les avantages essentiels de l'arc plasma : possibilité de souder en bout à bout (sans chanfrein) des tôles jusqu'à 10 ou 12 mm d'épaisseur, alors que le procédé TIG est limité à environ 3 mm d'épaisseur avec chanfrein en une passe.

Par ailleurs, l'arc plasma étant beaucoup plus stable sous faible intensité, on l'utilise aussi pour souder des tôles très minces (quelques dixièmes, voire quelques centièmes de mm) non soudables en procédé TIG : c'est le soudage dit « microplasma ».

Le soudage par bombardement électronique. Le récent procédé de soudage BE consiste à bombarder le joint des pièces à souder par un faisceau d'électrons de haute énergie, dont l'énergie cinétique est transformée en chaleur à l'impact, en entraînant la fusion locale. Le déplacement du faisceau le long du joint réalise le cordon de soudure. Le générateur électronique est classique; le vide, de l'ordre de 10^{-5} mm de mercure, est réalisé soit dans une enceinte fixe englobant tout l'appareillage et la pièce, soit dans une enceinte locale se déplaçant avec le point de soudure (*fig.* 53).

Les avantages de ce procédé sont dus :

— au vide : les soudures sont très « propres »; le soudage de métaux différents est possible (cuivre-acier, cuivre-aluminium, etc.) ;

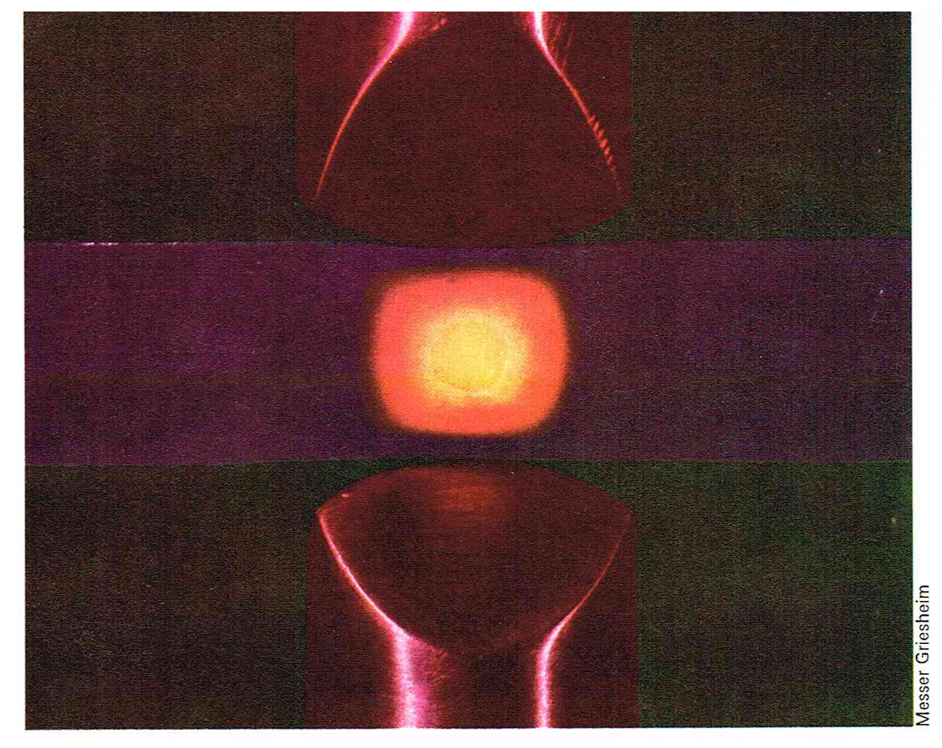
— à la focalisation : le point de soudure est très localisé et très profond (jusqu'à 50 mm d'acier) ; on soude en bout à bout sans chanfrein ;

— à la puissance de chauffe : la rapidité de la fusion élimine les hétérogénéités de la zone affectée par la chaleur; les métaux à haut point de fusion (réfractaires, tungstène) sont soudables.

Indépendamment de son coût élevé, les inconvénients du procédé sont d'ordre physiologique (émission de rayons X) ou d'ordre physique lors du soudage de métaux à haute tension de vapeur qui peuvent donner lieu à l'ionisation de cette vapeur (formation d'arcs).

Le soudage par étincelage. Les deux pièces, généralement longues, sont mises au contact en bout et traversées par un courant électrique. L'effet Joule pour partie, mais surtout les arcs ainsi créés fondent les surfaces en regard, et les deux pièces sont repoussées l'une contre l'autre. De telles soudures sont très saines. Les surfaces en regard ne sont pas usinées et peuvent avoir des sections très différentes. Le procédé s'applique très bien aux rails de chemin de fer, au soudage en bout des arbres, des tubes, etc.

Le soudage par friction. L'énergie mécanique de frottement dissipée en chaleur est utilisée pour fondre les surfaces en regard des deux pièces en rotation l'une par rapport à l'autre (*fig.* 54). Une pression axiale assure alors le soudage des pièces. Le procédé est très séduisant, mais se limite aux pièces pouvant entrer en rotation sans dommage.



▲ *Soudage électrique par résistance. C'est un procédé économique et qui peut s'automatiser facilement.*

Le soudage par résistance

Le soudage par résistance dit par « points » utilise les effets conjugués d'une pression mécanique et d'un courant très bref de forte intensité (effet Joule) sur des surfaces en regard présentant une résistance électrique prédominante par rapport aux autres résistances du montage (*fig.* 55a). Les avantages du procédé, utilisé surtout pour la tôlerie, résident dans sa très grande souplesse. Néanmoins, les épaisseurs soudables sont limitées, et les électrodes laissent une certaine empreinte.

En continu, le procédé s'intitule « soudage à la molette ». Les points de soudure successifs correspondent à des émissions régulières de courant (*fig.* 55b).

Le soudage par diffusion

La diffusion à l'état solide de deux métaux, à une température inférieure à celle de leur fusion, est utilisable pour le soudage de leur interface lorsque celui-ci est difficile ou impossible par les procédés classiques précédemment décrits.

La liaison est obtenue en jouant sur les paramètres température, pression mécanique exercée, temps de maintien au contact. Le processus physico-chimique de cette liaison est mal connu et certainement complexe : la déformation plastique des aspérités des surfaces suffit à appliquer exactement les deux surfaces l'une sur l'autre ; la migration atomique, activée thermiquement, tend alors à annuler l'interface soit par diffusion volumique au sein des grains, soit par diffusion aux joints des grains, ou par recristallisation à l'ancien plan de joint.

Les avantages du procédé sont liés à la possibilité de souder tous les métaux sans risque de fragilisation ou d'altérations dans les zones de liaison, en l'absence de déformation macroscopique et de contraintes résiduelles. L'inconvénient majeur réside dans sa mise au point très empirique.

Le brasage

La réunion permanente de deux métaux identiques, ou de nature différente, par un métal d'apport dont le point de fusion est inférieur au point de fusion le plus bas des deux métaux à lier constitue leur *brasage*. C'est la capillarité qui permet au métal d'apport en fusion de mouiller toutes les surfaces au contact. Le choix du métal d'apport est capital. Il en existe une liste très complète capable de résoudre à peu près tous les problèmes ; le plus connu est l'étain, qui fond à 232 °C.

Les moyens de chauffage sont divers :
— le chalumeau oxyacétylénique ou oxypropane, très souple d'emploi, mais nécessitant un flux protecteur (borax) à nettoyer après brasage ;
— l'induction électromagnétique, très facilement automatisable ;
— le four à atmosphère contrôlée ;
— le four à bain de sel.

Lorsque les sollicitations mécaniques et thermiques de l'assemblage le permettent, le brasage remplace très avantageusement le soudage et étend de plus en plus son domaine d'applications industrielles.

Les défauts et le contrôle des soudures

Pour chaque métal ou alliage métallique, tous ces procédés s'appliquent avec plus ou moins d'opportunité ; on peut définir ainsi pour chaque matériau une « *soudabilité* », c'est-à-dire l'ensemble des conditions opératoires optimales pour réaliser des soudures dans un objectif donné (santé métallurgique, prix de revient, etc.). Les recherches actuelles concernent les métaux rares, les alliages réfractaires, etc.

Dans tous les cas, une soudure se présente schématiquement sous l'aspect suivant :
— une *zone fondue,* où le métal a été liquéfié ;
— une *zone affectée par la chaleur,* où la structure métallurgique a été modifiée par la température atteinte et le temps de maintien à cette température (recristallisation, grossissement du grain, précipitations, etc.) ;
— une *zone de liaison,* qui raccorde les deux premières.

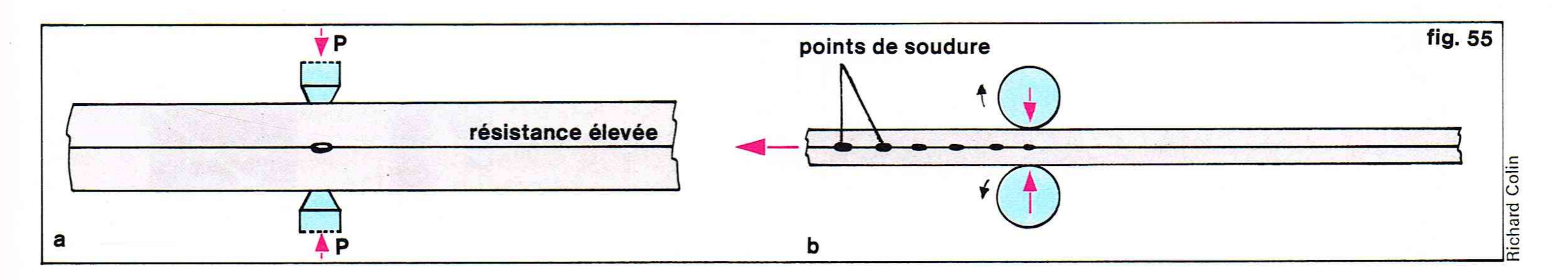
Les propriétés mécaniques d'une soudure sont liées au fait que, dans sa composition comme sa structure, le cordon diffère du métal de base. Les causes physiques de cette hétérogénéité sont :
— la *volatilisation* de certains constituants (métaux volatils, gaz tels que l'oxygène, l'azote, l'hydrogène entraînant la présence de soufflures, de fissurations diverses, et la fragilisation de la soudure) ;
— la *solidification du cordon,* lui conférant une structure dendritique ; les grains naissent à la périphérie et s'allongent vers le centre dans le sens du refroidissement. Par ailleurs, du fait de la progression de la source de chaleur, les grains sont incurvés le long du cordon selon cette progression.

La zone affectée par la chaleur subit parallèlement un grossissement du grain, et éventuellement une recristallisation. La largeur de cette zone est d'autant plus importante que le chauffage y a été plus poussé (plus grande dans le cas du soudage oxyacétylénique que dans le cas du soudage à l'arc).

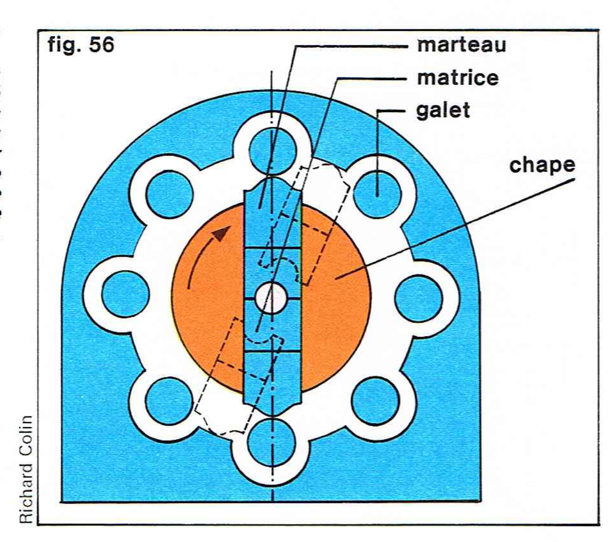
Enfin, le soudage peut avoir lieu en plusieurs passes, chaque passe régénérant par recuit la passe précédente ; un martelage à froid du cordon entre chaque passe accentue cet effet en entraînant une structure à grains fins.

Les **défauts opératoires** sont des conditions de soudage inadéquates. On peut citer : le manque de pénétration du cordon ; le manque de métal (cordon creux) ; l'excès de métal (bourrelet) ; le collage de la soudure (la fusion n'a pas été atteinte) ; les inclusions d'oxydes ; les caniveaux (sillons dans le cordon dus à une hétérogénéité de chauffage) ; les fissures à chaud (criques) ou à froid (tapures). Il résulte de ces hétérogénéités diverses qu'un cordon de soudure est une véritable anomalie au sein d'une structure. En particulier, le soudage engendre la présence de contraintes résiduelles dues d'une part à ces hétérogénéités structurales et d'autre part, et surtout, aux retraits lors de la solidification du cordon.

▼ *Figure 55 : soudage par résistance dite* **par points (a).** *En continu, le procédé s'intitule* **soudage à la molette (b).**



▶ *Figure 56 : procédé de rétreinte. C'est une mécanisation du roulage destiné à réduire par endroits la section de tubes ou de barres, ou à changer sa forme (la position ouverte est représentée en pointillés).*



Si l'estimation quantitative de telles contraintes est difficile, le contrôle physique non destructif de la santé des soudures est réalisé classiquement dans l'industrie : par rayons X ou γ (inclusions gazeuses, fissures) ; contrôle magnétique pour les métaux ferromagnétiques (défauts superficiels ou peu profonds) ; contrôle aux ultrasons.

Quelques procédés particuliers

Le procédé de **rétreinte** est une mécanisation du roulage, destiné à réduire par endroits la section de tubes ou de barres, ou à changer sa forme. Une chape, portant des marteaux qui appuient des matrices, tourne à l'intérieur de la machine ; dans cette machine est placée une couronne de galets sur lesquels les marteaux viendront prendre appui pour frapper le métal (*fig.* 56). C'est la force centrifuge due à la rotation qui ramène marteaux et matrices en position ouverte entre chaque passage de galet.

La conception même de ce procédé le limite à de petites réductions ; on est donc souvent amené à travailler en plusieurs passes, en interposant entre marteau et matrice soit des cales, soit un système de coins que l'on enfonce progressivement. Un grand soin doit être apporté à la conception de la forme de la face du marteau en contact avec les galets, pour réduire l'usure de l'outillage, et à la forme des matrices (l'angle d'attaque doit être inférieur à 30° pour éviter un échauffement trop grand de la pièce et un risque de grippage du métal sur les matrices).

La rétreinte a, dans de nombreux cas, permis d'augmenter les cadences et de diminuer les coûts d'outillage ou de matière par rapport à d'autres procédés tels que matriçage, usinage ou fluotournage ; ses grands inconvénients restent le bruit et l'usure des outillages (galets, marteaux, matrices).

Le **laminage transversal** comporte deux cylindres gravés au milieu desquels la pièce à forger est roulée ; une autre technologie consiste à dérouler ces deux cylindres sur un plan, et donc à faire rouler la pièce entre deux plans gravés *(transverse rolling with straight dies)* [*fig.* 57]. Cette technique, assez récente, permet une grande automatisation ; elle est utilisée pour des premières passes ou pour des passes de finition, sur des barres en général chauffées préalablement par induction. Le procédé permet de réaliser en une seule opération des gravures à géométrie complexe sur une pièce.

Le **laminage à retour** comporte deux cylindres sur lesquels sont fixées deux matrices (recouvrant la moitié du diamètre), qui portent différentes cannelures, correspondant aux passes successives du lopin à travailler. Les deux cylindres sont rendus solidaires par des pignons ; l'opérateur (machine automatique ou personnel) engage le lopin entre les cylindres en position ouverte, et en venant en appui sur une butée, déclenche la rotation des cylindres et le retour de la pièce (*fig.* 58).

On peut donc concevoir sur une machine de petite dimension une gamme complète de forgeage ; la finition se fait en général par estampage ou par reprise à l'usinage. Ainsi sont formés des clefs plates, des leviers ou d'autres petites pièces d'automobile, sur machines automatiques ou manuelles.

Les **procédés de formage à haute énergie** (aussi appelés « à haute vitesse » : 250 à 300 m/s) ont pour caractéristiques essentielles une déformation, d'une part extrêmement rapide et d'autre part uniforme dans toute la tôle. Le mécanisme de la déformation est très différent de celui des procédés classiques : la rapidité de l'opération la rend adiabatique (pas d'échange de chaleur avec l'extérieur), et, de ce fait, l'augmentation de la température de la pièce favorise sa déformation. Les propriétés rhéologiques du matériau déformé à grande vitesse sont mal connues, mais l'on peut voir apparaître d'un point de vue structural : un métal à structure très maclée ; des caractéristiques mécaniques souvent supérieures à celles qui sont obtenues par emboutissage classique ; un durcissement superficiel notable.

Le **formage par explosion** tire son énergie d'explosifs soit « déflagrants « (vitesse de propagation sonique ; pic de pression d'environ 200 hectobars), soit « brisants » (TNT, dynamite ; vitesse de propagation élevée : plusieurs milliers de m/s, pic de pression de l'ordre de 1 000 hectobars).

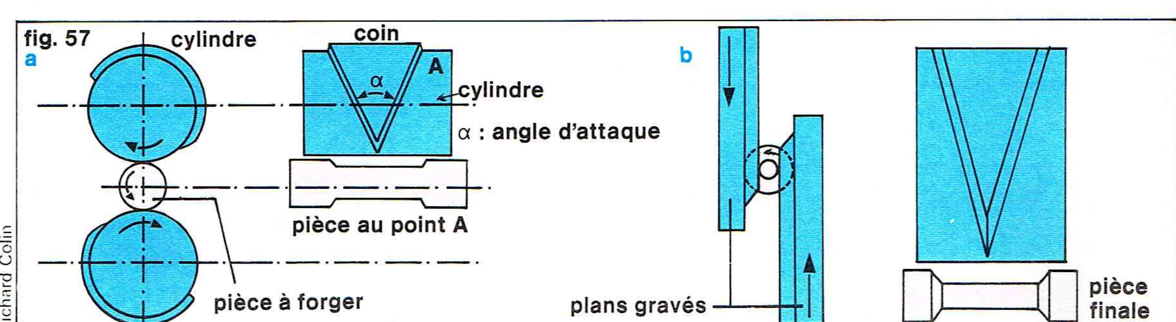
La charge est placée à une certaine distance du flan ; l'onde de choc se déplace dans un milieu intermédiaire (eau, sable, aluminium fondu) et engendre une pression sur la tôle qui épouse alors les formes de la matrice placée en dessous. Les problèmes techniques sont liés à la répartition et à la position des charges d'explosifs, et à l'absorption par la matrice de l'onde de choc (*fig.* 59).

Le procédé est intéressant pour des pièces de petite série, devant respecter des cotes précises, et de grandes dimensions. Ses inconvénients sont le coût de la main-d'œuvre, la cadence relativement faible et le risque élevé du point de vue de la sécurité.

Le **formage par décharge électrique** est fondé sur le même principe, mais l'apport d'énergie est constitué par le passage d'une étincelle à travers deux électrodes

fig. 58
pignons
matrice
cylindre
tenailles
butée
moteur ou volant d'inertie
1 2 3
pièce après la 1re passe
pièce après la 2e passe
pièce après la 3e passe
Richard Colin

▲ *Figure 58 : laminage à retour (voir développement dans le texte).*



▶ *Figure 57 : laminage transversal ; a, à matrices cylindriques ; b, à matrices planes.*

plongées dans l'eau, qui se vaporise alors à grande vitesse à cet endroit et produit la pression nécessaire à la déformation. Le principal avantage de ce procédé par rapport au précédent est sa sécurité, mais la capacité des condensateurs en limite l'emploi à la fabrication de pièces plus petites (*fig.* 60).

Le **formage électromagnétique** consiste à induire dans la pièce à former des courants de Foucault qui provoquent des forces répulsives entre cette pièce et la bobine, permettant de plaquer le métal contre un mandrin ou une matrice, ou de provoquer l'expansion d'un tube (*fig.* 61). Si le métal n'a pas une conductivité électrique suffisante, on utilise une tôle « de poussée » à haute conductivité (aluminium), qui applique la pièce sur la matrice.

L'application principale du procédé reste le sertissage de tubes. Il a l'avantage de permettre de grandes cadences de fabrication, mais les contours de la partie déformée ne peuvent avoir une grande précision (le champ magnétique variant d'une manière continue).

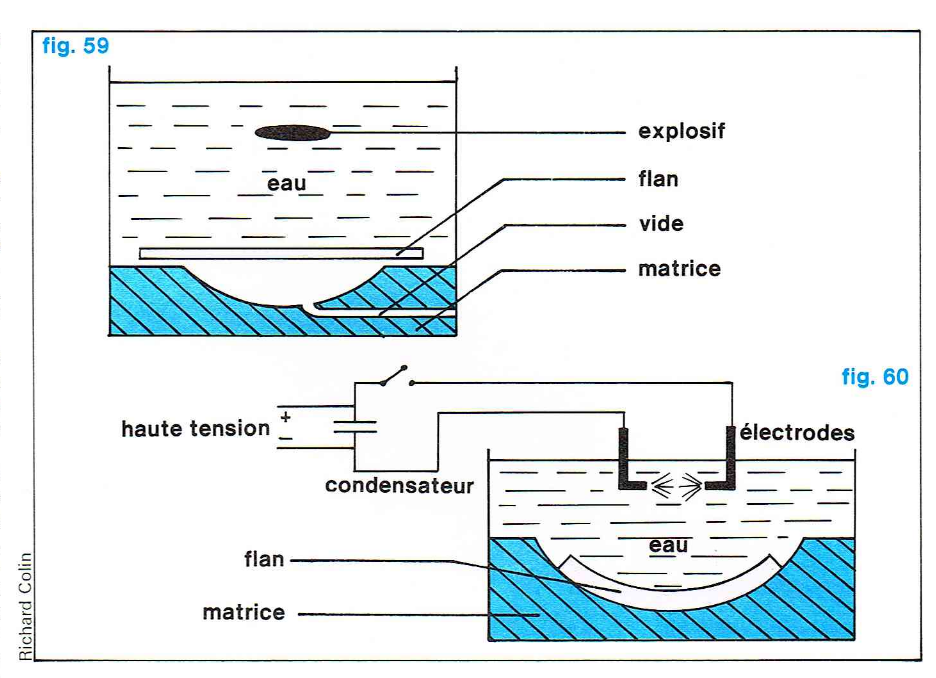
Le **repoussage** est un procédé manuel ou mécanisé de mise en forme de pièces axisymétriques à parois minces à partir de tôle : on applique sur un mandrin tournant, qui a la forme intérieure de la pièce à obtenir, un flan circulaire, et l'on repousse ce flan sur le mandrin à l'aide d'un poussoir ; la tôle ne varie pas d'épaisseur pendant l'opération ; ce procédé est intéressant pour de petites séries de pièces à formes compliquées, mais reste lié à l'habileté de l'ouvrier repousseur (*fig.* 62) en travail manuel. Sur un tour à repousser automatique, le poussoir est remplacé par un ou plusieurs galets (ou molettes) qui décrivent une trajectoire parallèle à la génératrice du mandrin. On peut aussi obtenir des pièces à section ovale sur des mandrins excentrés.

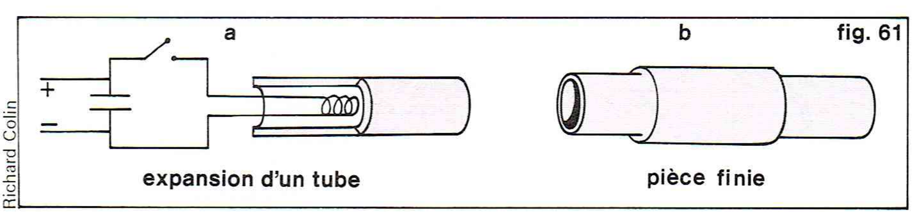
Le **fluotournage** ressemble technologiquement au repoussage automatique, mais l'épaisseur de paroi est imposée par une loi théorique. Dans le cas du fluotournage d'un tronc de cône, cette loi est sinusoïdale : $t_2 = t_1 \sin \alpha$, où t_1 et t_2 sont les épaisseurs initiale et finale, et où α est le demi-angle du cône. Cette contrainte et les efforts sur les outillages obligent souvent à effectuer plusieurs passes pour obtenir la pièce finale. La déformation a surtout lieu par cisaillement. L'écart à la loi sinusoïdale par une réduction trop forte va provoquer une extrusion inverse sous le galet et donc un renflement à la base du cône, tandis qu'une réduction trop faible provoquera des variations d'épaisseur ou un pliage de la tôle. Dans le cas de formation d'hémisphères ou de pièces génératrices curvilignes, on est obligé de préformer le flan et de faire varier son épaisseur de telle sorte que le produit final sorte avec une épaisseur constante. La « fluotournabilité » d'un métal correspond à l'angle α minimal avant rupture. On le détermine en fluotournant un flan plat sur un ellipsoïde.

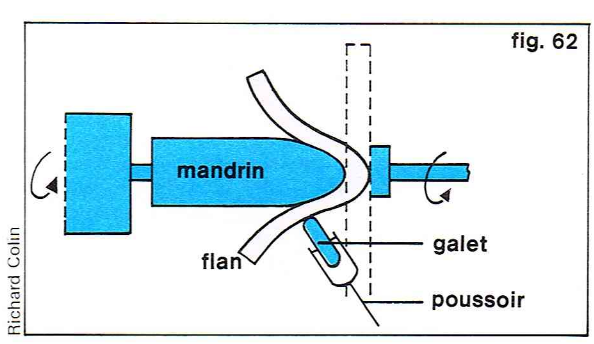
Le procédé de fluotournage est aussi appliqué sur des tubes pour réduire leur diamètre externe sur toute la longueur ou par endroits ; la loi sinusoïdale ne s'applique plus, le processus de la déformation étant très différent. On distingue le fluotournage direct et le fluotournage inverse (*fig.* 63).

BIBLIOGRAPHIE

BAQUE et al., *Mise en forme des métaux*, Dunod, Paris, 1973. - BAQUE P., DELAMARE F., FELDER E. et coll., *Mise en forme des métaux. Frottement, Lubrification, Usure*, séminaire mai 1975, à paraître chez Dunod. - BONZEL, *le Tréfilage de l'acier*, Dunod, 1958. - HILL R., *The Mathematical Theory of Plasticity*, Oxford University Press, 1950. - KEELER S. P., *Understanding Sheet Metal Formability*, Machinery Magazine, février à juillet 1968. - MANDEL, *Cours de mécanique des milieux continus*, Gauthier-Villars, Paris, 1966. - SCHEY J. A., *Metal Deformation Process : Friction and Lubrification*, Marcel Dekker Inc., New York, 1970. - SOKOLNIKOFF I. S., *Mathematical Theory of Elasticity*, Mc Graw Hill Book Company, New York, 1956. - WEILL R., *Techniques d'usinage : Données de base et Mise en œuvre pratique*, Dunod, 1971. - *Metals Handbook : Forming*, vol. IV, American Society for Metal, Metals Park, Ohio 44073, 8e édition, 1969. - *Le Tréfilé*, n° 97, septembre 1972, 8630 Coburg, Allemagne.

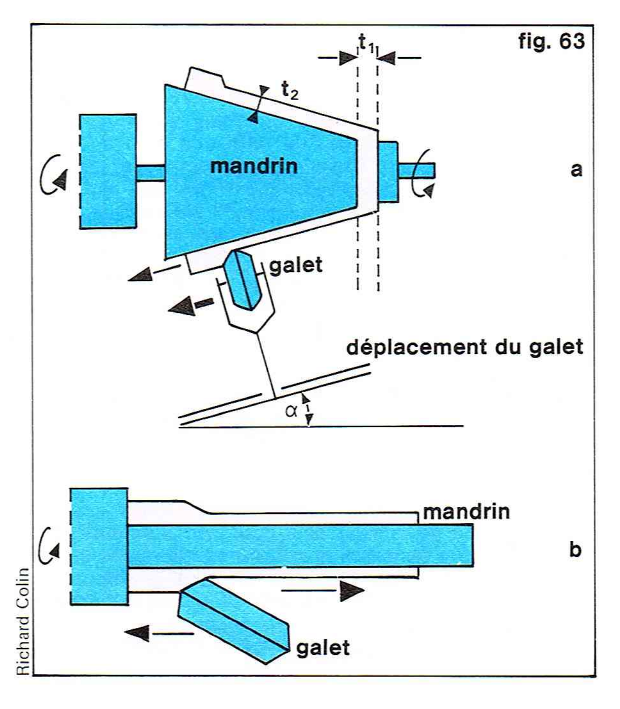






▲ *Figure 59 : formage par explosion. Figure 60 : formage par décharge électrique. Figure 61 : formage électromagnétique.*

◀ *Figure 62 : le repoussage est un procédé manuel ou mécanisé de mise en forme, à partir de tôle, de pièces axisymétriques à parois minces.*



◀ *Figure 63 : fluotournage ; a, direct ; b, inverse.*

▶ *Vue, en fond clair, de la surface d'un alliage fer-chrome, après un traitement à haute température en atmosphère H_2-H_2O, suivi d'une oxydation à l'air, à haute température (Études effectuées à l'École Nationale Supérieure de chimie de Paris par les professeurs Bénard et Oudar).*

CEA - R. Hasson

▼ *Figure 1 : trois exemples de courbes de transformation isotherme d'un alliage.*

Richard Colin

LES TRAITEMENTS THERMIQUES

Les traitements thermiques ont pour but de conférer aux matériaux, et tout particulièrement aux métaux et alliages, des propriétés déterminantes pour leur comportement vis-à-vis des sollicitations qui leur seront imposées. Ces traitements, qui modifient les structures dont dépendent les propriétés des matériaux, comprennent des opérations de chauffage suivi de refroidissement plus ou moins rapide. Pour connaître l'état structural, il est nécessaire de se référer aux diagrammes d'équilibre. Or, l'établissement de ces diagrammes requiert la connaissance précise de l'état d'équilibre thermodynamique dans des conditions déterminées, c'est-à-dire quand on laisse suffisamment de temps au système pour atteindre l'équilibre. En fait, cette connaissance ne fournit pas suffisamment de renseignements sur la constitution réelle d'un alliage après un traitement thermique : en effet, l'aspect cinétique des transformations à l'état solide est important; leur vitesse dépend de facteurs spécifiques, qui peuvent même faire évoluer le système dans un sens contraire à celui qu'on aurait pu prévoir à partir du diagramme d'équilibre. On imagine aisément, par exemple, que, si l'on n'attend pas suffisamment longtemps, les transformations sont incomplètes. De nouvelles phases non définies sur un tel diagramme peuvent également apparaître.

L'aspect cinétique des transformations est donc primordial pour aborder les traitements thermiques. On peut, de ce point de vue, faire les remarques suivantes : l'amorçage des réactions est difficile, d'où des retards à la transformation; les défauts du réseau jouent un rôle important sur l'amorçage; la diffusion des espèces réagissantes intervient dans les transformations; comme la diffusion est un phénomène thermiquement activé, la température sera un facteur prépondérant dans la cinétique des transformations; en revanche, certaines transformations se produisent sans diffusion : c'est le cas des transformations martensitiques qui ont lieu à des températures relativement basses pour lesquelles la mobilité des atomes est faible; ainsi, si on le souhaitait, on ne pourrait pas les éviter, même par refroidissement rapide.

Les traitements thermiques ne peuvent être dissociés des traitements mécaniques subis par les métaux et alliages, notamment lors des opérations de mise en forme; c'est la raison pour laquelle on parle souvent de traitements thermomécaniques.

Les traitements thermiques ne modifient pas en général la composition de l'alliage, sauf pour les traitements sous vide, ou encore dans des atmosphères bien définies qui visent, dans ce dernier cas, par exemple, à changer la composition des couches superficielles. Les traitements thermiques affectent les paramètres suivants : la nature et le nombre des phases; la structure — taille du grain et répartition des phases —; l'état mécanique.

La cinétique globale des transformations à l'état solide

Pour cette étude indispensable, le métallurgiste dispose de techniques déjà mises en œuvre pour l'établissement des diagrammes d'équilibre.

Cinétique globale isotherme

Dans le cas d'une transformation par germination et croissance d'un alliage hors d'équilibre, la courbe représentant les variations du taux de transformation en fonction du temps, pour une température donnée, a la forme d'une sigmoïde (*fig.* 1). Sur chacune de ces isothermes, on distingue trois périodes. Sur l'isotherme C_I, par exemple, on relève :

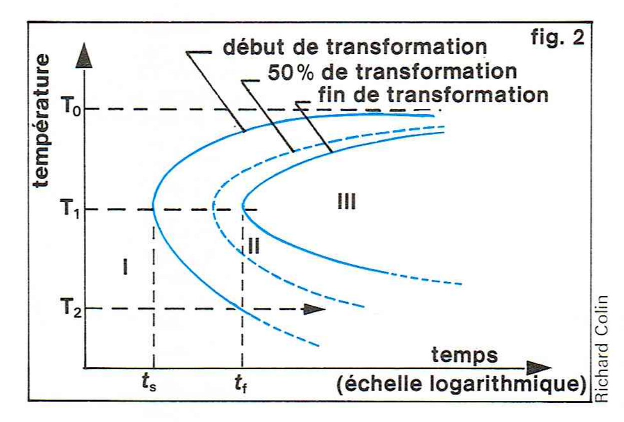
— une période dite d'incubation ($t < t_1$) pendant laquelle on ne met rien en évidence, compte tenu de la sensibilité des méthodes expérimentales utilisées;

— une période d'accélération ($t_1 < t < t_2$), où le taux de transformation varie en $t^{3/2}$, c'est-à-dire varie comme le cube de la vitesse de déplacement de l'interface entre les deux phases, elle-même proportionnelle à $\sqrt{Dt}$, où D est le coefficient de diffusion;

— une période de décélération ($t > t_2$) : la vitesse se ralentit au-delà du temps t_2 qui correspond au point d'inflexion. Cela résulte de l'interférence des centres de croissance entre eux. Pour obtenir la transformation complète, il faut attendre très longtemps; dans certains cas même, on ne peut l'atteindre, et le système reste quasi indéfiniment dans un état hors d'équilibre. En pratique, de nombreux alliages, dans des conditions usuelles d'utilisation, sont dans cet état hors d'équilibre; les transformations y sont inhibées pour diverses raisons.

Diagrammes température-temps-taux de transformation : courbes TTT

Il est nécessaire de tracer un ensemble de courbes de transformation isotherme afin d'établir un diagramme complet de l'état structural. Cet ensemble de courbes est traduit sous une forme condensée appelée courbe TTT. Pour cela, on détermine à une température donnée à partir d'une isotherme le temps t_s nécessaire pour qu'un certain taux minimal de transformation soit réalisé : ce taux est compris entre 1 et 5 %; de même, on définit le temps t_f nécessaire pour que la transformation soit presque complète : le taux correspondant est choisi entre 95 et 99 %. Si l'on porte sur un diagramme température-temps l'ensemble des couples (t_s, t_f) pour toutes les températures, on obtient un diagramme TTT (*fig.* 2) qui est, en fait, essentiellement constitué de deux courbes, lieux des points t_s et t_f. Commentons ce diagramme : l'alliage, porté tout d'abord à une température supérieure à T_0 (température de transformation), est refroidi brutalement à une température quelconque $T_i < T_0$, à laquelle il est maintenu. L'évolution de l'alliage en fonction du temps fait apparaître trois domaines :



◄ *Figure 2 : courbes température-temps-taux de transformation, appelées plus brièvement* **diagramme TTT.**

— *Domaine I :* l'alliage y conserve l'état métastable qu'il avait à haute température.

— *Domaine II :* au temps t_s débute la transformation qui va se poursuivre jusqu'au temps t_f auquel elle prend fin. Il y a donc coexistence de deux états, l'un métastable à haute température et l'autre stable à la température T_i.

— *Domaine III :* l'alliage y est entièrement à l'état stable.

Les courbes de début et de fin de transformation présentent une protubérance, encore appelée « nez »; à la température T_1 correspondante, la vitesse de la transformation y est la plus grande. Cette température est suffisamment basse pour être éloignée de la température de transformation T_0 et suffisamment élevée pour que la diffusion, qui joue un rôle important dans cette transformation, soit encore rapide. A la température T_2, au contraire, la diffusion est lente.

Ce type de diagramme correspond à une composition donnée, mais les courbes TTT se déplacent d'une façon continue quand le rapport des constituants change.

Divers traitements thermiques

A partir des diagrammes TTT, il est possible de maintenir, par des traitements thermiques convenables, l'alliage à un état d'équilibre métastable. Ces traitements thermiques seront définis par : les températures de traitement, la durée de maintien à chaque température, la vitesse de passage de la température initiale de traitement à la température normale.

Sur l'exemple précédent, définissons les traitements thermiques auxquels on peut soumettre un alliage porté à une température T supérieure à la température de transformation T_0.

La trempe. L'alliage est amené très rapidement de la température T à la température T_3, de façon à traverser à grande vitesse le domaine de la transformation et à empêcher celle-ci de se produire. On peut figer ainsi à la température T_3 l'état correspondant à la température T : l'alliage ainsi trempé est donc dans un état instable à la température T_3.

La trempe étagée. On amène brusquement l'alliage à la température T_2, inférieure à la température T_1 qui correspond à la température de transformation la plus rapide, mais supérieure à la température T_3. L'alliage se transforme partiellement vers l'état d'équilibre. En jouant sur le temps de maintien à T_2, on peut doser les états intermédiaires.

Le revenu. Après la trempe totale, on reporte l'alliage à la température T_2, et on l'y maintient pendant un certain temps. Les effets du revenu sont analogues à ceux de la trempe étagée, mais sa réalisation pratique est en général plus simple.

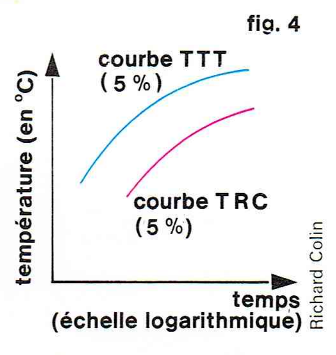
Le recuit. L'alliage qui est hors d'équilibre est porté à une température voisine de T_1 de façon à lui faire atteindre l'état d'équilibre. L'état hors d'équilibre est soit un état trempé, soit un état revenu. Le terme de recuit est très général : il désigne tout traitement qui permet à un métal ou à un alliage de se rapprocher de l'état d'équilibre.

Ces diagrammes TTT sont très utiles pour réaliser les traitements isothermes, qui comportent essentiellement un refroidissement quasi instantané suivi d'un maintien à température constante. Les conditions de ces traitements correspondent bien en effet aux conditions d'établissement des diagrammes TTT.

Diagrammes de transformation en refroidissement continu : courbes TRC

On utilise aussi les diagrammes de transformation en refroidissement continu, dont les coordonnées sont la température et le temps (en échelle logarithmique). Sur ces diagrammes sont reportées les diverses courbes de refroidissement à partir d'une température déterminée (par exemple la température d'austénitisation) sur lesquelles on note les points de début et de fin de transformation. On trace les lieux de ces points; ces diagrammes permettent de suivre le mécanisme de décomposition de la phase de haute température en fonction de l'allure de refroidissement (*fig.* 3). On précise également sur ces diagrammes la dureté obtenue à la température ambiante (exprimée en général en H_{RC}) ; en outre, sur les courbes de refroidissement, on indique quand cela est possible les proportions de constituant formé dans chaque domaine traversé. Le tracé des courbes TRC est effectué à partir d'éprouvettes creuses d'épaisseur très faible.

Il ne faut pas confondre les diagrammes TTT et TRC. En effet, on pourrait être tenté de tracer sur un même diagramme la courbe TTT de début de transformation (5 %) et la courbe de refroidissement continu de l'acier. Or, au cours du refroidissement continu, on peut considérer que l'acier subit une suite de séjours isothermes de durée infiniment courte, suivis de trempes; la phase de haute température reste donc plus longtemps dans des domaines de température où les temps d'incubation sont plus élevés que si elle est portée brutalement à la température de maintien pour y étudier la décomposition isotherme. Il en résulte que la phase de haute température va commencer à se transformer au cours du refroidissement continu à une température inférieure (*fig.* 4). Le temps d'incubation est plus grand lors d'un refroidissement continu que lors d'un traitement thermique.



▲ *Figure 4 : temps d'incubation pour la transformation d'un acier.*

Traitements thermiques des aciers

Les aciers constituent une classe importante des matériaux; à ce titre, ils sont un bon exemple pour illustrer les traitements thermiques et les transformations induites.

Constituants des aciers obtenus par refroidissement rapide

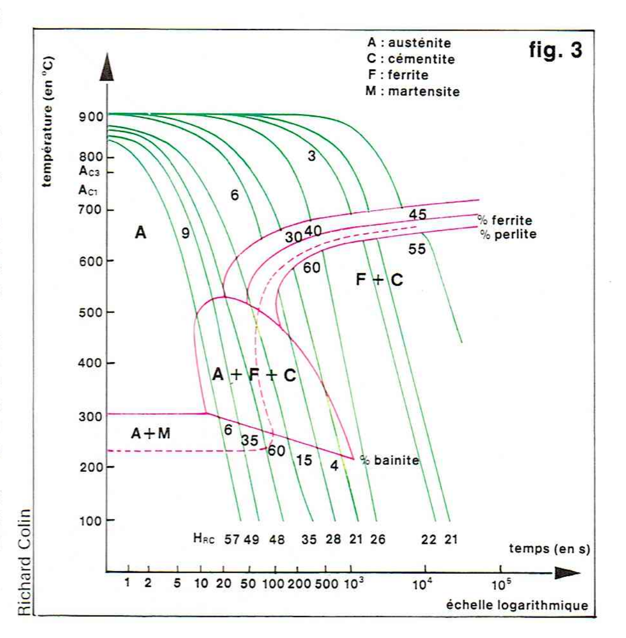
Lorsque le refroidissement est rapide, l'austénite ne se transforme plus en perlite (transformation {A_1}). Suivant la vitesse de refroidissement, de nouveaux constituants vont apparaître; ils sont hors d'équilibre :

— à vitesse de refroidissement moyenne : la troostite;

— à vitesse assez rapide : la bainite;

— à vitesse très rapide : la martensite.

Décrivons brièvement ces transformations et les phases qui en résultent.



◄ *Figure 3 : courbes de transformation en refroidissement continu* **(TRC).**

La troostite

Elle est constituée de lamelles minces de ferrite et de cémentite disposées en éventail et constituant des nodules. L'espace interlamellaire est inférieur au pouvoir séparateur des microscopes. La dureté de la troostite est supérieure à celle de la perlite. La transformation de l'austénite en troostite, notée {Ar'}, se produit à une température inférieure à celle de $\{A_1\}$:

$$\text{austénite} \xrightarrow{\{Ar'\}} \text{troostite}$$

Lorsque la vitesse de refroidissement augmente, la température de la transformation Ar' diminue ; la structure obtenue est alors plus fine, et la dureté augmente.

La bainite

Elle est constituée d'un agrégat de ferrite et de carbure ; elle se présente le plus souvent sous forme d'aiguilles plus ou moins ramifiées. La transformation bainitique notée {Ar''} correspond à la transformation de l'austénite en bainite à température constante :

$$\text{austénite} \xrightarrow{\{Ar''\}} \text{bainite}$$

Comme précédemment, une augmentation de la vitesse de refroidissement se traduit par une diminution de la température (Ar'') et une augmentation de la dureté Brinell qui passe ainsi de 400 à 600. La bainite ne se forme que dans le cas des aciers alliés. Si la transformation perlitique débute par la germination de la cémentite, en revanche la transformation bainitique débute par celle de la ferrite.

La martensite

C'est une solution sursaturée de carbone dans le fer α ; elle a la même teneur en carbone que l'austénite qui lui donne naissance. La maille n'est cependant pas cubique, car les atomes interstitiels de carbone qui occupent les milieux des arêtes produisent une déformation quadratique d'axe [001] ; la structure de la martensite est alors quadratique. Les dimensions de la maille quadratique dépendent de la teneur en carbone : le paramètre c croît, alors que le paramètre a décroît avec la teneur croissante en carbone ; la variation du rapport c/a serait la suivante :

$$c/a = 1 + 0{,}046 \times C\ \% \text{ (en poids)}$$

La martensite se présente micrographiquement sous forme d'aiguilles ; elle est très dure et très fragile.

La transformation martensitique est notée {Ar'''} ; elle est caractérisée par son indépendance vis-à-vis du temps. La proportion d'austénite transformée est uniquement fonction de la température. Elle débute à une température bien déterminée M_s et progresse quand la température est abaissée, pour s'achever à une température M_f. Ces températures dépendent de la composition de l'acier et de la température de chauffage ; elles sont d'autant plus basses que les teneurs en carbone et en éléments d'addition sont plus importantes. La martensite n'est pas stable, et un traitement de revenu peut amener sa disparition d'autant plus vite que la température de maintien est élevée. Rappelons que cette transformation se produit sans diffusion, par réarrangement coopératif des atomes ; à ce titre, elle s'apparente à une déformation (cisaillement, maclage).

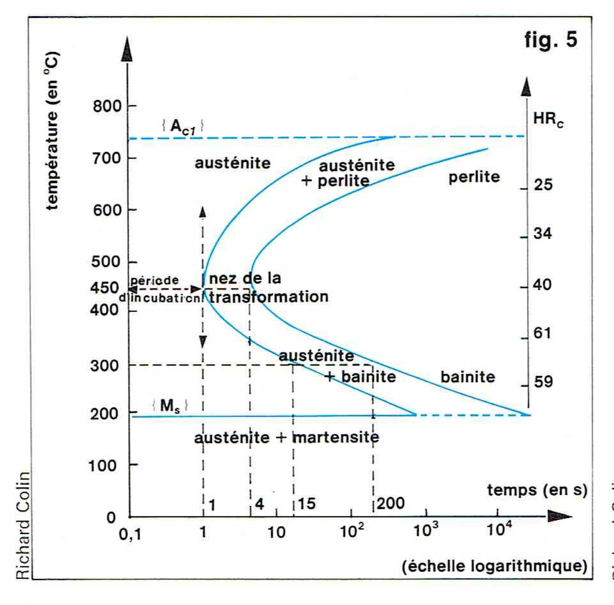
Dans de nombreux aciers, les domaines des transformations précédentes se chevauchent plus ou moins ; il peut donc y avoir superposition de deux transformations ; c'est la cinétique qui favorisera telle ou telle structure.

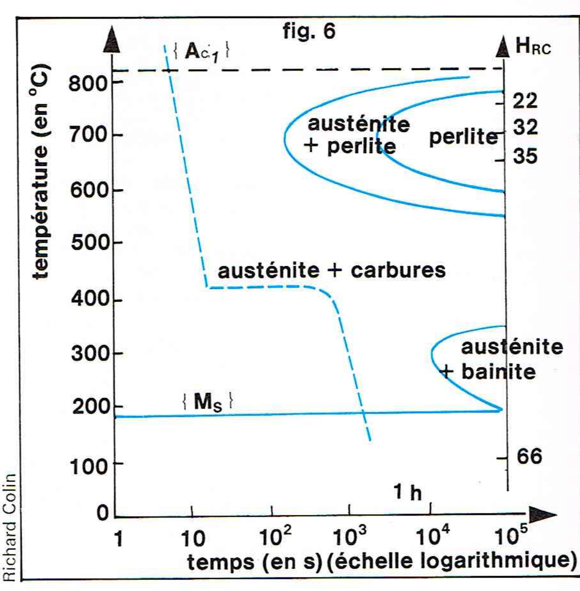
Courbes TTT des aciers

Les courbes TTT des aciers faiblement alliés présentent généralement la forme approximative d'un « S », d'où leur nom de courbes en S. Si nous choisissons le cas de l'acier eutectoïde, on peut tracer le diagramme TTT qui indique les différents domaines ainsi que les duretés obtenues après maintien isotherme (*fig.* 5). On remarque que les domaines perlitique et bainitique ne sont pas délimités, ce qui est aussi le cas des aciers non alliés. A 450 °C, la décomposition isotherme de l'austénite commence au bout de 1 seconde (période d'incubation) et se termine après 4 secondes ; à 300 °C, ces deux temps deviennent respectivement 15 et 200 secondes.

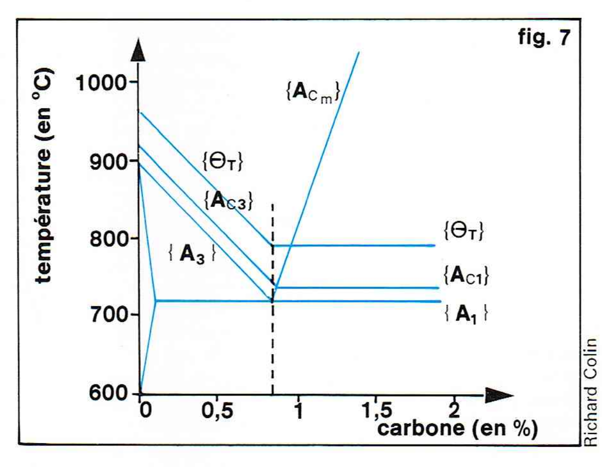
Les éléments d'addition, d'une façon générale, repoussent fortement les courbes TTT vers la droite, à l'exception toutefois du cobalt qui les déplace vers la gauche ; le déplacement est d'autant plus marqué que la teneur est plus élevée.

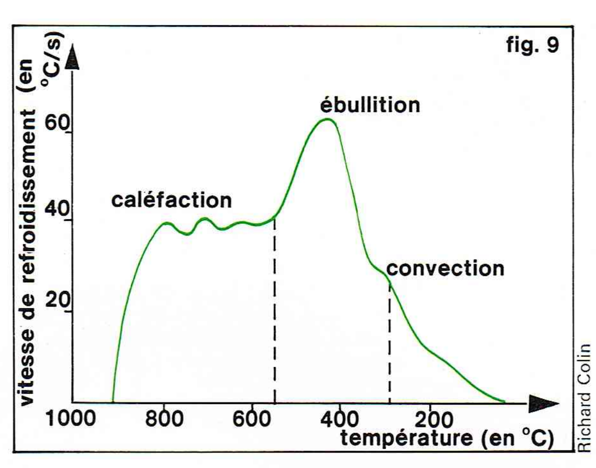
Les éléments carburigènes (Cr, Mo, W, V et Ti, qui forment des carbures) étendent le domaine d'existence des solutions solides ferritiques : ils sont appelés alphagènes. Ils modifient de façon importante la forme des courbes TTT. Aussi, à des teneurs faibles, provoquent-ils la délimitation des domaines perlitique et bainitique ; ainsi le molybdène repousse surtout le domaine perlitique, alors que le chrome influe principalement sur le domaine bainitique. Pour des teneurs plus élevées, les deux domaines peuvent être séparés, laissant apparaître entre eux une zone où l'austénite est stable (entre 400 et 600 °C). Cette particularité peut être mise à profit pour effectuer un traitement thermomécanique dit d'austénitoformage (ausforming) [*fig.* 6], qui consiste à refroidir l'acier assez rapidement à la température correspondant à l'intervalle entre les domaines perlitique et bainitique, puis à le déformer plastiquement par laminage. La température est trop faible pour entraîner la recristallisation. L'acier est ensuite trempé à assez basse température et devient entièrement martensitique. La structure, grâce au grand nombre de défauts introduits lors de l'écrouissage de l'austénite, est très fine ; cette structure fine est conservée par revenu à température pas trop élevée pour éviter la coalescence des carbures.





▶ ***Figure 5 :** diagramme **TTT** de l'acier eutectoïde.*
***Figure 6 :** diagramme **TTT** et traitement d'austénitoformage.*





◄ *Figure 7 : température de trempe des aciers en fonction de la teneur en carbone. {A₃}, courbe de dissolution de la ferrite primaire dans l'austénite ; {Ac₃}, courbe {A₃} correspondant au chauffage. La différence entre les deux courbes traduit le retard à la transformation ; {Acm}, ligne de dissolution de la cémentite secondaire dans l'austénite. Figure 9 : courbes de refroidissement en fonction de la température.*

En revanche, les éléments non carburigènes, comme le nickel, le cuivre et le manganèse, changent peu l'aspect des courbes TTT. Indiquons qu'ils étendent le domaine d'existence des solutions solides austénitiques et sont appelés gammagènes.

Ces courbes TTT permettent de prévoir le déroulement des traitements isothermes des aciers. Elles peuvent également fournir des indications sur les constituants que fournirait le refroidissement continu d'un acier.

Les courbes TRC, quant à elles, serviront en fait à définir de façon précise les refroidissements critiques pour obtenir les constituants souhaités. Aussi pourra-t-on déterminer des refroidissements critiques martensitique, bainitique ou encore de recuit. Les courbes TRC des aciers alliés sont souvent déplacées de façon considérable par rapport à celles des aciers au carbone ; on en déduit qu'il est aisé d'obtenir l'état martensitique.

La trempe

Ce traitement consiste à conférer à l'acier une grande dureté par transformation de l'austénite en martensite. Le traitement de trempe comporte trois étapes successives :

— le chauffage à une température correspondant à l'état austénitique ;

— le maintien à cette température pendant un temps suffisant pour que la structure soit homogène ;

— un refroidissement rapide par immersion dans un milieu convenable. Il faut éviter la transformation prévue par le diagramme d'équilibre.

Le chauffage

La température de chauffage est encore appelée température de trempe. Sur le plan pratique, son choix dépend de la nature de l'acier. Aussi, dans le cas des aciers au carbone (*fig.* 7), faut-il éviter la formation de ferrite, qui est un constituant doux, tandis que la cémentite non dissoute par le chauffage contribue à la dureté et à l'usure de l'acier :

- acier eutectoïde : $Ac_3 + 50$ °C ;
- acier hypo-eutectoïde : $Ac_3 + 50$ °C ;

dans ces deux cas, la température de trempe est choisie pour que l'acier soit à l'état d'austénite ;

- acier hypereutectoïde : l'acier est composé d'austénite et de cémentite.

Dans le cas des aciers alliés, en raison de l'influence des éléments d'alliages, la température de trempe est particulière à chaque nuance ; elle est indiquée par l'aciériste.

Le chauffage est réalisé à l'aide de fours, dont l'atmosphère est souvent plus ou moins oxydante ; il peut en résulter une diminution de la teneur en carbone dans la zone superficielle entraînant une diminution de la dureté dans cette zone de la pièce. Ce phénomène de décarburation augmente avec la température et la durée du chauffage. Pour remédier à cet inconvénient, on prévoit une surépaisseur que l'on usinera après le traitement. On peut éviter la décarburation en utilisant des fours à bain liquide, de sels notamment, ou encore des fours à atmosphère contrôlée (gaz pauvre, hydrocarbure craqué, etc.). On doit aussi éviter l'oxydation au chauffage, qui entraîne d'une part une décarburation superficielle par combustion du carbone, et d'autre part la formation d'une couche de calamine. Cette couche nuit au bon contact des surfaces avec les fluides de trempe, ce qui peut causer une trempe irrégulière. Une nouvelle technique de chauffage, sous vide, permet d'obtenir des produits de très bonne qualité ; cette technique coûteuse ne s'applique cependant qu'à des aciers ne nécessitant pas une trempe trop énergique.

La durée de maintien à la température de trempe dépend de plusieurs facteurs, et notamment des dimensions de la pièce, du type de four et de l'atmosphère, ainsi que de la composition de l'acier.

Le refroidissement

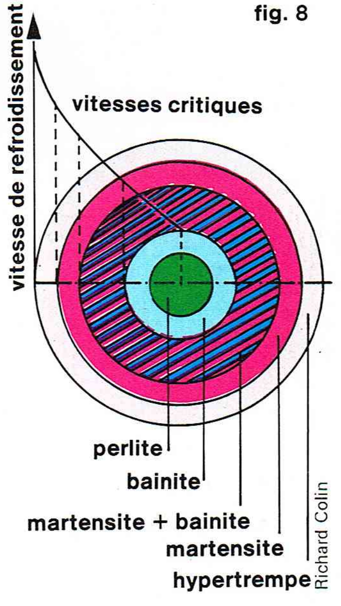
Il faut réaliser un refroidissement au moins aussi rapide que le refroidissement critique martensitique, c'est-à-dire que l'acier ne doit pas contenir de perlite (ni de troostite) mais il peut comporter une certaine quantité d'austénite qui n'a pas été transformée : c'est l'austénite résiduelle.

La vitesse de refroidissement d'une pièce diminue de la surface vers le cœur. On peut donc observer, dans une barre de gros diamètre par exemple, l'existence de diverses zones délimitées par les valeurs des vitesses critiques (*fig.* 8). La dureté diminue jusqu'au centre avec accroissement de la taille du grain ; la pièce obtenue est donc hétérogène. Comme la grosseur de la pièce limite la pénétration de la trempe, ce défaut est présenté par toutes les pièces massives en acier au carbone. Pour y remédier, on peut utiliser des aciers alliés qui prennent la trempe à cœur ; pour les aciers autotrempants, la trempe a lieu par refroidissement à l'air.

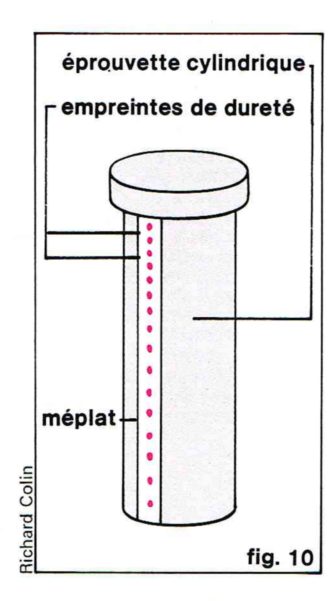
On utilise comme fluides de refroidissement l'eau froide et chaude, les solutions aqueuses (eau saturée de sel marin, par exemple), les bains métalliques fondus, les huiles (le pétrole, le suif) ou encore l'air, suivant que la trempe doit être plus ou moins énergique. Compte tenu des remarques précédentes, la vitesse de refroidissement dépendra de la forme et des dimensions de la pièce ; ainsi, un fil d'acier trempé dans un bain doux peut être bien plus dur qu'une barre de gros diamètre trempée dans l'eau froide.

Le transfert de chaleur entre le métal porté à température élevée et le fluide de refroidissement est un phénomène complexe. On y distingue : la transmission de chaleur dans le solide, le transfert de chaleur à l'interface solide-fluide et la transmission de chaleur dans le fluide.

Si le fluide est un liquide, l'eau par exemple, il se produit, dans les premiers instants après l'immersion, un régime transitoire caractérisé par une vaporisation de liquide ; la gaine de caléfaction ainsi produite s'oppose au transfert de chaleur. La vitesse de refroidissement à ce stade n'est pas très élevée. Lorsque la température superficielle est suffisamment abaissée, il y a formation de bulles de gaz qui se dispersent dans le liquide froid : c'est le régime d'ébullition ; c'est alors que la vitesse de refroidissement est la plus grande, et il en résulte de forts gradients thermiques dans la pièce. Ensuite, l'écart de température entre la pièce et le fluide diminue, et la vitesse de refroidissement se ralentit. La forme des courbes de refroidissement et de vitesse de refroidissement (*fig.* 9) dépend du métal et du fluide. En dehors des facteurs dimensionnels, la chaleur spécifique et la



▲ *Figure 8 : structures et vitesses critiques.*



▲ *Figure 10 : éprouvette pour essai Jominy.*

conductibilité thermique de la pièce jouent un rôle important. En ce qui concerne le fluide, les paramètres sont nombreux : la température initiale de fluide, sa température d'ébullition, sa chaleur latente de vaporisation, sa tension superficielle, sa chaleur spécifique, sa viscosité ainsi que sa réactivité chimique. Il résulte de ce bref examen que la trempe à l'eau conduit à des lois de refroidissement beaucoup plus rapides que la trempe à l'huile. La pratique de la trempe est le fruit d'une longue expérience qui permet de choisir les meilleures conditions.

Parmi les différents fluides, l'huile est couramment utilisée, car elle offre une grande sécurité sur le plan métallurgique. On utilise trois catégories d'huiles :

— les huiles minérales, qui proviennent de la distillation du pétrole brut ;

— les huiles animales extraites de matières organiques (tissus d'animaux) ;

— les huiles végétales (colza notamment).

Les premières sont les mieux appropriées aux traitements thermiques. L'huile la plus fluide donne la trempe la plus dure.

Pour se prémunir contre tout risque d'inflammabilité, on utilise un volume d'huile suffisant et une réfrigération efficace, qui est réalisée par soufflage d'air comprimé, par immersion d'un serpentin d'eau froide, par utilisation d'une chambre à double paroi ou encore d'un réfrigérateur industriel automatique. Il faut éviter que l'huile ne s'oxyde et perde son pouvoir trempant. Différents systèmes existent pour assurer le refroidissement convenable des bases de trempe. Les capacités de ces derniers dépendent de la nature du fluide. Ainsi :

— pour l'eau : 5 fois le poids des pièces trempées ;

— pour l'huile : 10 fois.

Défauts consécutifs à la trempe

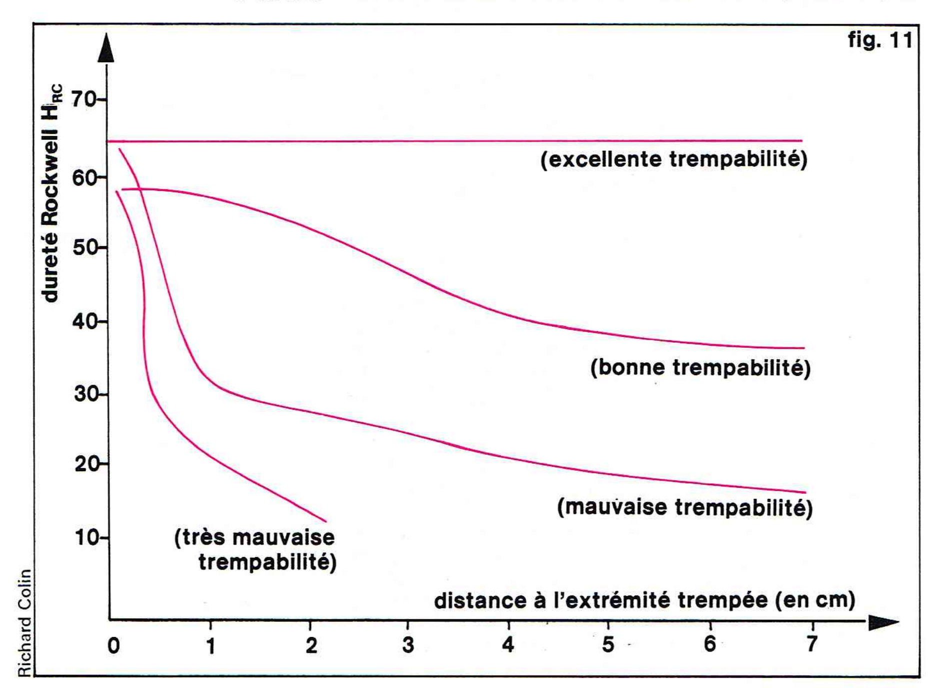
La différence des vitesses de refroidissement entre le cœur et la partie extérieure de la pièce provoque des contraintes. Aussi la couche superficielle se contracte-t-elle plus vite que la partie centrale et la comprime-t-elle ; au contraire, cette dernière tend à empêcher l'extérieur de se contracter et le met sous tension.

En outre, la transformation Ar''' se fait avec une dilatation de 1,2 % environ. Il va en résulter que l'état des contraintes subit en chaque point des variations à la fois d'intensité et de sens au cours du refroidissement.

Les contraintes résultantes peuvent, si elles dépassent la limite d'élasticité, créer des déformations permanentes à la fois de forme et de dimensions. Si ces contraintes dépassent la charge de rupture, des fissurations et des cassures vont se produire : ce sont les *tapures de trempe*.

C'est donc au début du refroidissement que se produisent les déformations en raison de la plasticité plus grande à chaud ; les tapures de trempe interviennent au cours de la transformation martensitique par suite de l'importante dilatation qui l'accompagne.

▼ *Figure 11 : résultats de l'essai Jominy et trempabilité pour différentes nuances d'aciers.*



Trempabilité d'un acier

La trempabilité caractérise l'aptitude d'un acier à former de la martensite en tout point d'une pièce, après refroidissement à partir d'une température où il était à l'état d'austénite. Pour des conditions données de trempe, la trempabilité peut se définir directement par des mesures de dureté, faites par exemple sur une section transversale d'un barreau cylindrique ; cela revient à déterminer la pénétration de trempe.

La trempabilité devant être déterminée pour chaque coulée, on s'est préoccupé de mettre au point un essai simple : c'est l'*essai Jominy*. Sur une éprouvette cylindrique (100 mm de long et 25 mm de diamètre), on usine un méplat parallèle à l'axe du cylindre (*fig.* 10) ; l'éprouvette est chauffée à la température de trempe pendant 30 minutes pour être amenée à l'état d'austénite. L'extrémité inférieure est ensuite soumise à un jet d'eau froide. On mesure la dureté Rockwell en différents points du méplat que l'on porte graphiquement en fonction de la distance à l'extrémité trempée ; on obtient la courbe Jominy qui définit la trempabilité. Celle-ci est d'autant plus grande que la courbe descend moins rapidement (*fig.* 11). Ainsi, un acier non allié ayant une teneur en carbone inférieure à 0,4 % ne « prend pas la trempe » ; un acier à 0,7 % de carbone comprend à température ambiante une forte proportion d'austénite résiduelle ; en revanche, des aciers au chrome présentent une bonne trempabilité.

La trempe superficielle

De nombreuses pièces mécaniques doivent présenter de bonnes caractéristiques de surface pour résister à l'usure, à la fatigue et au grippage. Il faut pour cela leur faire subir des traitements qui n'affectent que les couches superficielles (1 à 10 mm environ), tout en conservant à la partie centrale une bonne résilience. Parmi ces traitements, le métallurgiste dispose de la trempe superficielle.

Il existe plusieurs procédés qui diffèrent par leur mode de chauffage. L'un d'eux utilise le chalumeau oxyacétylénique. La partie chauffée est refroidie énergiquement par une douche ou par une immersion afin d'y réaliser l'état martensitique. Le chauffage, dans ce cas, peut intéresser l'ensemble de la surface (trempe continue) ou s'effectuer de proche en proche, la pièce défilant sous le dispositif de chauffage, puis sous celui d'arrosage (trempe de proche en proche ou « au défilé »). Ce dernier procédé est utilisé pour les glissières de banc de tour, ou les dents d'engrenage. L'autre mode de chauffage est assuré par induction ; il utilise le fait qu'un courant alternatif de haute fréquence circulant dans un inducteur proche de la pièce y crée un champ magnétique variable. Il en résulte que l'acier est chauffé superficiellement sur une épaisseur d'autant plus faible que la fréquence est élevée (effet de peau) ; 8 mm pour une fréquence de $3 \cdot 10^3$ Hz, 0,7 mm pour une fréquence de 10^6 Hz. Les inducteurs sont en cuivre et refroidis intérieurement par une circulation d'eau. Le refroidissement est assuré par un arrosage.

D'une façon générale, la trempe au chalumeau est utilisée pour les pièces de formes compliquées, tandis que la trempe par induction est employée pour les pièces plus simples, celles présentant notamment une surface de révolution.

Le revenu

Il s'agit d'un traitement pratiqué après la trempe, qui a pour but de diminuer la fragilité ; il augmente l'allongement et surtout la résilience, mais diminue la dureté. Cela est réalisé par un chauffage à une température comprise entre 180 °C et Ac_1 et par un maintien à cette température pendant 2 heures environ. Cette durée doit être augmentée en présence de certains éléments d'addition, le molybdène notamment. La température de revenu est choisie de façon à assurer un compromis entre deux aspects contradictoires : augmenter la résilience et l'allongement sans trop diminuer la dureté et la résistance à la traction. La pièce subit ensuite un refroidissement par immersion dans l'huile.

Les modifications structurales qui interviennent au cours du revenu dépendent surtout de la température. On distingue les étapes principales suivantes :

— jusqu'à 200 °C : la martensite initiale α' se décompose en carbure de fer ε et en martensite α'' à 0,25 % environ de carbone : $\alpha' \rightarrow \varepsilon + \alpha''$;

— de 200 à 400 °C : l'austénite résiduelle se transforme à son tour en un mélange de ferrite et de carbure ε;

— au-dessus de 400 °C : le carbure ε et la martensite α'' se transforment en ferrite et en cémentite. En réalité, la décomposition de carbure ε est un peu plus complexe et comprend d'autres étapes intermédiaires.

Le prolongement du chauffage à 500 °C entraîne un adoucissement dû au grossissement des particules de cémentite; celles-ci ne peuvent cependant être résolues : c'est la *sorbite*, qui est analogue à la troostite, mais est obtenue à température ascendante. Un chauffage jusqu'à la température Ac_1 aurait pour conséquence de détruire les effets de la trempe : l'adoucissement serait alors excessif.

Parmi les facteurs qui peuvent affecter l'état de l'acier après ce traitement, mentionnons :

— La durée de revenu : pour une température de revenu donnée, la dureté décroît d'abord rapidement, puis lentement quand le temps augmente. Il apparaît ainsi une durée limite de revenu qu'il n'est pas utile de dépasser.

— La température de revenu : l'effet du revenu croît en rapidité avec la température. En fonction des différentes étapes structurales décrites ci-dessus, on constate d'abord une augmentation, puis une diminution de la température quand la température augmente pour une durée de maintien correspondant à la durée limite. L'évolution des propriétés mécaniques avec la température de revenu pour chaque nuance est fournie par les aciéristes.

— La vitesse de refroidissement : elle n'a en principe aucune influence sur les caractéristiques des aciers non alliés, notamment du fait que la température de revenu est inférieure à Ac_1. Toutefois, il ne faut pas refroidir trop rapidement, car cela entraînerait des contraintes nouvelles, ce qui irait à l'encontre du but du revenu, à savoir atténuer ou faire disparaître les contraintes propres.

Le recuit

Ce traitement a pour objet de ramener un acier à une structure d'équilibre. Il comprend trois étapes :

— Un chauffage à une certaine température, dite de recuit. Ce chauffage est réalisé dans des fours à bains de sel ou à atmosphère contrôlée afin d'éviter la décarburation ou la formation de calamine.

— Un maintien de durée variable à cette température ou autour de cette température (oscillations).

— Un refroidissement lent à l'air, dans le four éteint ou encore dans des cendres.

On distingue plusieurs types de recuit.

Recuit d'homogénéisation

Il a pour but d'éliminer, sur un acier brut de coulée, les hétérogénéités chimiques de l'austénite en carbone et en autres éléments. Il est pratiqué avant le laminage ou le forgeage sur des aciers bruts de coulée. L'acier est porté à une température très supérieure à celle du point Ac_3 ($Ac_3 + 200$ °C), de façon à accélérer la diffusion des éléments. Après un maintien de plusieurs heures à la température de recuit, la durée étant fonction de la grosseur de la pièce, l'acier est refroidi à l'air.

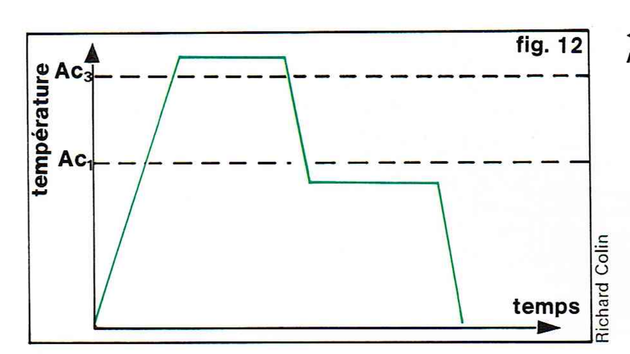
Il faut éviter de dépasser le solidus, ce qui entamerait la fusion locale des parties les plus fusibles, notamment les joints de grains : c'est le phénomène de brûlure de l'acier. En outre, le chauffage à température élevée risque d'entraîner un grossissement des grains : c'est le phénomène de surchauffe qui se traduit par une augmentation de la fragilité. Certains éléments d'addition (Cr, Mo, W et Ti) atténuent ce phénomène.

Recuit de régénération

Il a pour but de réduire le diamètre des grains d'un acier ayant subi une surchauffe au cours du moulage, d'un recuit d'homogénéisation, du forgeage à chaud, ou encore du soudage.

Les éléments d'addition agissent sur les dimensions du grain; certains éléments comme Mn, P et Si laissent grossir le grain, tandis que d'autres, qui donnent naissance à de fines particules de carbures (sauf Ni), s'opposent aux effets de surchauffe. Le moyen le plus efficace pour limiter la grosseur du grain austénitique consiste à ajouter de l'aluminium à la fin de l'élaboration, qui, avec l'azote de l'air, donne une précipitation très fine de nitrure d'aluminium.

En pratique, ce recuit est réalisé à $Ac_3 + 75$ °C pendant le temps nécessaire pour que le cœur de la pièce ait atteint la température de recuit. Le refroidissement ne doit pas être trop lent, pour éviter le grossissement de la ferrite.



◄ ***Figure 12 : recuit d'adoucissement.***

Recuit complet

Ce traitement s'effectue sur des pièces qui ont subi des traitements thermiques et mécaniques variés, en vue de faciliter leur usinage ou la déformation à froid. Pour cela, on chauffe l'acier à $Ac_3 + 50$ °C de façon à faire disparaître totalement les constituants qui causent la dureté; la pièce est maintenue à cette température pendant 30 minutes, puis refroidie suffisamment lentement à l'air ou dans le four. C'est ce traitement qui est désigné par le mot « recuit » sans aucune précision. En fait, on distingue des variantes :

— Le *recuit de coalescence :* il s'applique aux aciers très riches en carbone (aciers pour outils et pour roulements) pour lesquels il est nécessaire d'atteindre l'adoucissement maximal; ce dernier est obtenu quand la perlite est sous forme globulaire.

— Le *recuit d'adoucissement :* il consiste à maintenir l'acier pendant plusieurs heures à une température située à quelques dizaines de degrés au-dessous du point de transformation inférieure (*fig.* 12). Il s'applique en particulier aux aciers autotrempants.

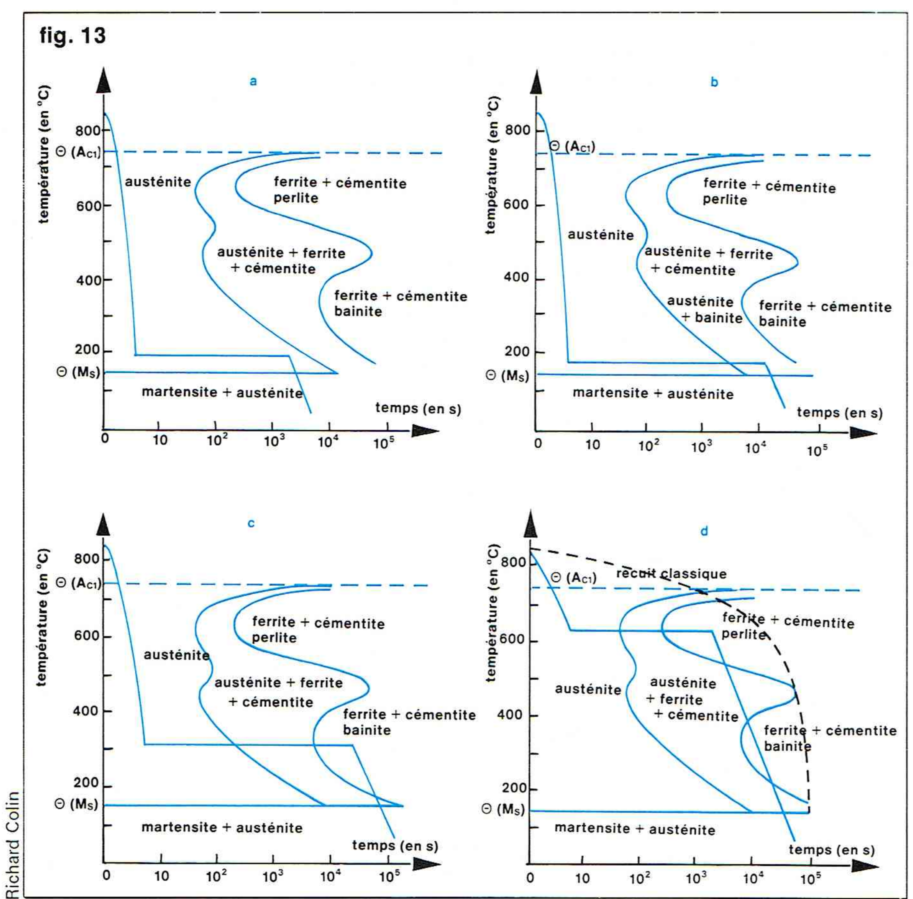
Recuit de détente ou de stabilisation

Il a pour but de relâcher plus ou moins complètement les contraintes propres dues à la solidification, aux traitements thermomécaniques, ou encore aux assemblages. Il évite les déformations ultérieures en stabilisant les dimensions des pièces. Ce recuit s'effectue à 600-650 °C pendant une heure; dans le cas de certains aciers alliés, ce traitement est réalisé à température plus basse. Dans le cas des pièces parfaitement calibrées (jauges, calibres), ce recuit est conduit à basse température (100-200 °C) pendant un temps assez long, afin d'obtenir une parfaite stabilité dimensionnelle.

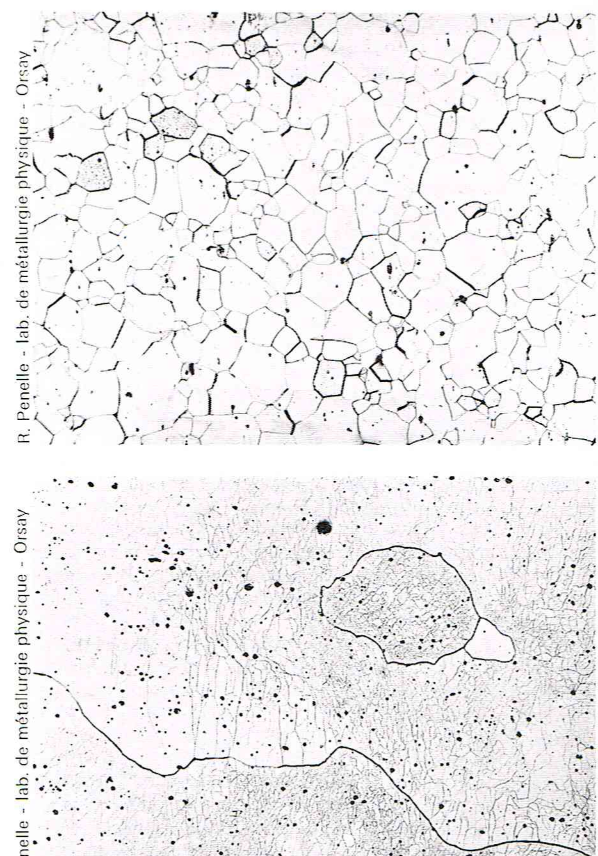
Recuit de recristallisation

Ce traitement remédie à l'écrouissage résultant d'un travail à froid, c'est-à-dire d'un travail effectué au-dessous de A_1 et non pas uniquement à la température ordinaire. L'écrouissage correspond à la déformation permanente du métal, qui se présente alors sous forme d'un agrégat de cristallites désorientés les uns par rapport aux autres et de tailles variées. On peut distinguer, suivant le taux d'écrouissage :

- *La restauration :* il n'y a pas de modification apparente de l'architecture cristalline, bien qu'il se produise un léger déplacement des atomes; les propriétés mécaniques sont partiellement restaurées.
- *La recristallisation :* au-dessus d'un seuil d'écrouissage (écrouissage critique), la structure écrouie est remplacée par une nouvelle structure. La température de début de recristallisation est d'autant plus basse que l'écrouissage est plus important. La nouvelle structure apparaît par l'intermédiaire d'un mécanisme de germination et croissance. Le métal déformé par laminage,

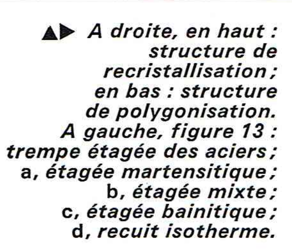


Richard Colin



R. Penelle - lab. de métallurgie physique - Orsay

R. Penelle - lab. de métallurgie physique - Orsay



▲▶ *A droite, en haut : structure de recristallisation ; en bas : structure de polygonisation. A gauche, figure 13 : trempe étagée des aciers ; a, étagée martensitique ; b, étagée mixte ; c, étagée bainitique ; d, recuit isotherme.*

par exemple, possède, après un tel traitement, une texture dite de recristallisation, c'est-à-dire que certaines orientations sont renforcées. Si l'écrouissage n'est pas suffisamment important, la structure après recuit est polygonisée : il y a formation de sous-grains limités par des sous-joints qui sont constitués par des parois d'empilements de dislocations.

● *Le grossissement du grain :* après recristallisation, le grain tend à grossir. Sur le plan pratique, il faut assurer la recristallisation et limiter la grosseur du grain. Le choix de la température est imposé par la nuance de l'acier et le degré d'écrouissage.

Les traitements isothermes des aciers

Ce sont des traitements thermiques dont la phase de refroidissement comprend trois étapes :

— refroidissement quasi instantané ;
— maintien isotherme plus ou moins prolongé ;
— refroidissement lent, généralement à l'air.

La trempe étagée martensitique

Après chauffage de la pièce pour obtenir l'austénitisation, la pièce est portée dans un bain de sel dont la température est légèrement supérieure à M_s (200 °C par exemple). La courbe de refroidissement ne doit pas couper la courbe TTT afin d'éviter un début de transformation de l'austénite (*fig.* 13a). Le maintien isotherme, quant à lui, est interrompu avant que l'austénite se transforme en bainite. Le refroidissement est effectué à l'air. Il se forme alors la martensite. Ce traitement est suivi d'un revenu qui augmente la résilience. Il permet de réduire les gradients de température avant la transformation martensitique, et, de plus, cette dernière s'effectue régulièrement dans toute la pièce ; il subsiste toutefois de l'austénite résiduelle.

Les contraintes propres sont plus faibles et les risques de défauts de trempe (déformations et tapures) diminués. Ce type de traitement est pratiqué pour des pièces utilisées à froid (outils à découper, ciseaux, roulements à billes, ressorts).

La trempe étagée mixte

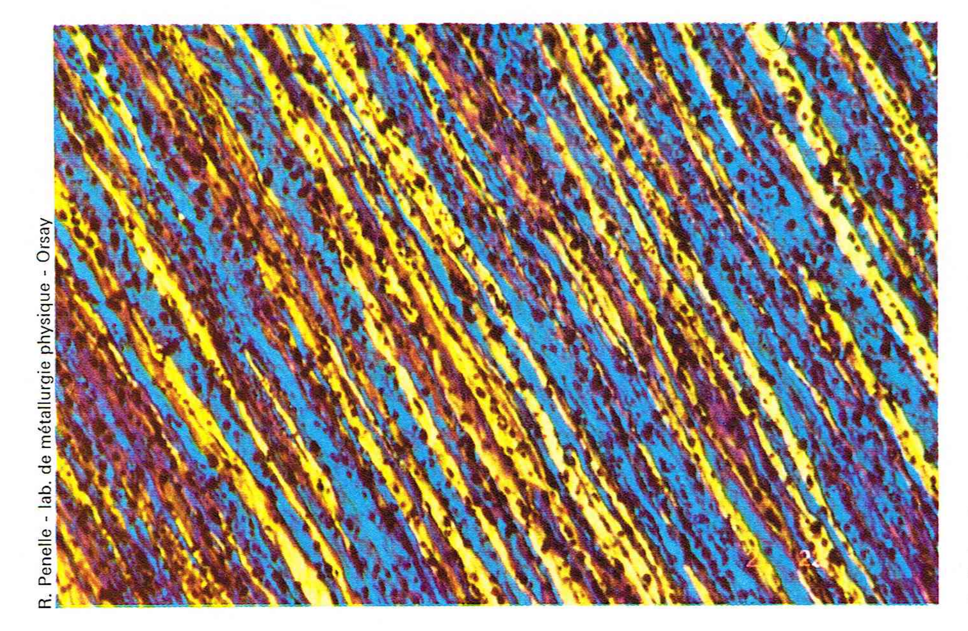
Ce traitement ne diffère du précédent que par le temps de maintien isotherme qui est plus long (*fig.* 13b). La structure obtenue comporte de la martensite accompagnée d'austénite résiduelle et de la bainite. Le mélange est d'autant plus pauvre en martensite que le maintien isotherme est plus long.

La trempe étagée bainitique

Le maintien isotherme est effectué à une température comprise entre 450 °C et M_s (*fig.* 13c) ; il est prolongé jusqu'à la transformation complète de l'austénite en bainite ; l'acier est ensuite refroidi par trempe à l'eau et ne subit pas alors de transformation.

La structure ainsi obtenue présente une bonne ductilité. Cependant, ce traitement présente, par rapport à la trempe étagée martensitique, l'inconvénient d'être beaucoup plus long, bien qu'il ne nécessite pas de revenu.

▼ *Structure écrouie (Al).*



R. Penelle - lab. de métallurgie physique - Orsay

Le recuit isotherme

L'acier chauffé à la température d'austénitisation est placé dans un bain à une température comprise entre 600 et 700 °C, donc inférieure à Ac_1 (*fig.* 13d). La transformation isotherme donne une structure — après transformation complète en perlite accompagnée du constituant pro-eutectoïde — qui est plus uniforme. La durée de ce type de recuit peut être plus courte que celle du recuit classique. Le refroidissement est quelconque. Le choix de la température d'austénisation est conditionné par l'obtention de perlite globulaire ou lamellaire. Il s'agit d'un traitement étagé d'adoucissement avant usinage. Il est appliqué aux aciers très alliés, notamment les aciers inoxydables.

Le phénomène de vieillissement

Les propriétés mécaniques des métaux et alliages sont susceptibles d'évoluer dans le temps, et cela, non seulement à cause des propriétés chimiques de ces matériaux (résistance à la corrosion ou à l'oxydation par exemple), mais aussi par modification de leur structure. Ce phénomène s'appelle le « vieillissement ».

Précipitation dans les alliages

Pour expliquer le vieillissement, il est nécessaire d'aborder la notion de précipitation. Prenons l'exemple d'un alliage aluminium-cuivre. Le diagramme d'équilibre de ces deux éléments fait apparaître entre 0,2 % et 10 % de cuivre et, à température ambiante, un large domaine où coexistent la solution solide (de structure cubique faces centrées) et un composé défini : Al_2Cu (*fig.* 14). En revanche, à la température correspondant au point eutectique (550 °C), la solution solide existe jusqu'à une concentration en cuivre atteignant 6 %. Donc la solubilité du cuivre dans l'alliage au cours du refroidissement diminue de 6 % (à 550 °C) à 0,2 % (en dessous de 200 °C). Par suite, si nous laissons refroidir lentement cet alliage, le reste du cuivre diffuse dans le matériau et se retrouve combiné avec l'aluminium sous la forme du composé défini Al_2Cu qui précipite. C'est l'évolution de cette précipitation dans le temps qui modifie la résistance mécanique du matériau.

Les mécanismes de précipitation sont très divers et peuvent provoquer l'apparition de précipités de structure différente suivant la température à laquelle diffuse l'élément d'addition (le cuivre dans notre exemple). En effet, un procédé simple pour mettre en évidence cette précipitation consiste à chauffer le matériau dans le domaine de la solution solide, et à refroidir brusquement afin de la ramener à température ambiante sans permettre à l'élément d'addition de diffuser dans l'alliage, puis d'étudier l'évolution de la dureté dans le temps qui suit cette trempe.

Par exemple, prenons un alliage aluminium-4 % cuivre, et chauffons-le à 550 °C, pour le refroidir ensuite brusquement. On constate que la dureté immédiatement après trempe est très faible et que cette dureté augmente ensuite avec le temps, passe par un maximum pour diminuer plus tard (*fig.* 14). D'autre part, si on accélère le processus par un revenu pour augmenter les vitesses de diffusion, on constate que le maximum est atteint d'autant plus rapidement que la température de revenu est élevée et que la valeur du maximum n'est pas une constante; elle dépend du domaine de température où s'effectue le revenu (*fig.* 15).

On en déduit que la vitesse de précipitation est accélérée par la température, ce qui confirme que le mécanisme est activé thermiquement, et que la dureté maximale obtenue à une certaine température correspond à une dispersion critique des précipités, comprise entre la solution sursaturée (dispersion maximale des atomes de cuivre) et la ségrégation maximale (fortes concentrations localisées en cuivre).

De plus, la variation de la dureté au maximum s'explique par la différence de nature du précipité obtenu à diverses températures. Pour notre exemple, un revenu à basse température fera apparaître des zones de précipitation où le réseau cristallin sera déformé, mais non rompu : on les appelle précipités cohérents ou zones de Guinier-Preston. Il y en a deux sortes, appelées GP1 si la température est inférieure à 100 °C, et GP2 si l'on se situe vers 150 °C. A 250 °C, une phase quadratique, incohérente, apparaît, la phase θ', et pour 350 °C les rayons X montrent l'existence d'une autre phase Al_2Cu, la phase θ, quadratique, elle aussi incohérente. C'est pour la dispersion critique des zones GP2 que l'on observe la plus grande dureté.

Signalons toutefois qu'au cours d'un même revenu, des précipités différents peuvent apparaître successivement, car plus la zone de précipitation s'agrandit, plus les déformations du réseau sont importantes, et on observe alors la coalescence de précipités incohérents.

On peut citer, à titre d'exemple d'application, le traitement de « maturation » d'un alliage Duralumin (aluminium, 4 % de cuivre, et 1 % de magnésium) : après la trempe à 495 °C dans l'eau tiède, ce traitement dure 4 jours à 20 °C, 10 heures à 190 °C, et 4 heures à 200 °C. D'autres traitements thermiques d'un type voisin ont été normalisés.

Interactions dislocations-impuretés

Cas d'impuretés atomiques : vieillissement des aciers doux

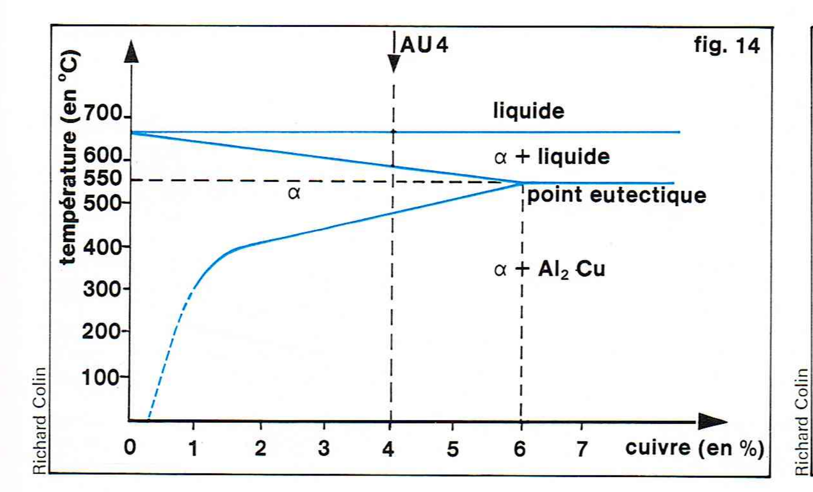
Si des atomes étrangers au métal s'introduisent par insertion dans le réseau, le mouvement des dislocations est gêné. Les impuretés ont alors tendance à se rassembler dans la partie tendue du cœur des dislocations (atmosphère de Cottrel).

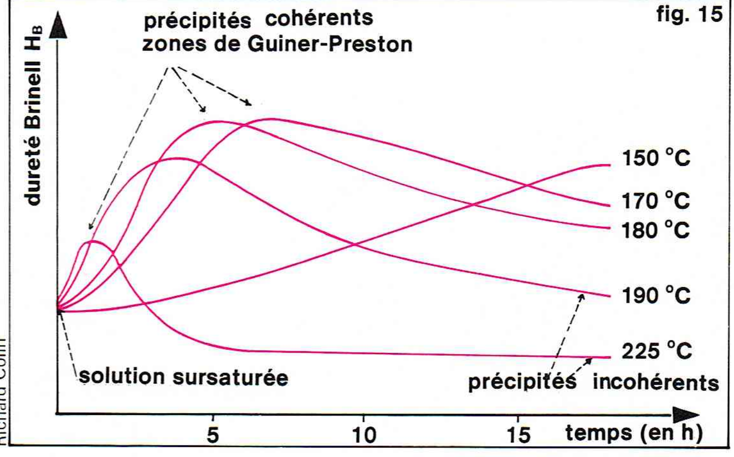
Il faut donc fournir une énergie supplémentaire pour déplacer les dislocations ainsi décorées, ce qui provoque l'augmentation de la dureté du métal.

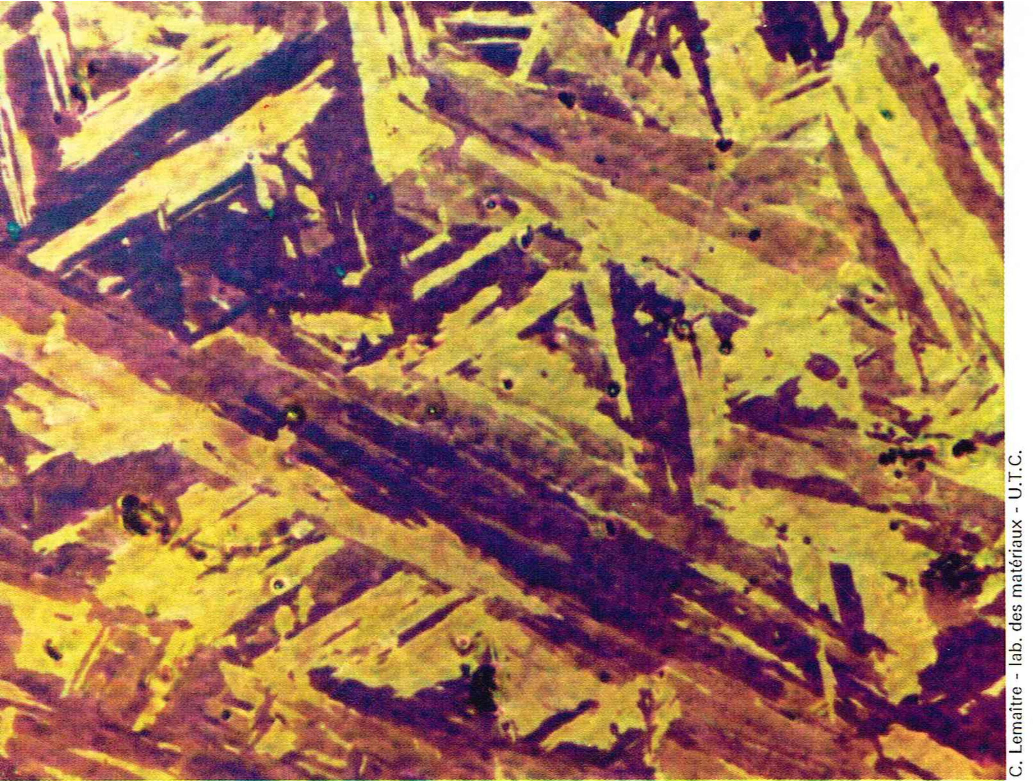
C'est ce qui explique par exemple le vieillissement des aciers doux, où l'azote et le carbone fixent les dislocations, provoquant l'augmentation de la limite élastique et l'apparition d'un certain nombre d'oscillations sur la courbe de traction, et une fragilisation de l'acier.

Quand la contrainte augmente, les dislocations acquièrent suffisamment d'énergie pour se libérer brusquement du nuage de Cottrel, provoquant l'apparition du décrochement sur la courbe de traction.

▼ *A gauche, figure 14 : début du diagramme Al-Cu. A droite, figure 15 : variation de la dureté avec le temps de revenu* **(AS 10 G).**







C. Lemaître - lab. des matériaux - U.T.C.

▲ *Martensite de vieillissement.*

Cas de précipités : durcissement structural

Dans un alliage où se produit la précipitation, on constate une évolution de la dureté dans le temps. Ces changements sont également dus aux dislocations qui interagissent non plus avec les atomes interstitiels, mais avec les précipités qui se forment dans l'alliage.

On conçoit aisément qu'une dislocation se propageant dans l'alliage et rencontrant une zone de précipitation doit vaincre des forces supplémentaires, soit pour traverser des précipités cohérents, soit pour se frayer un passage entre des précipités incohérents. Dans ce dernier cas, plus les précipités sont rapprochés, plus la dislocation aura des difficultés à se frayer un chemin. Le passage d'une dislocation laissera alors derrière elle des boucles autour des précipités.

C'est donc l'énergie nécessaire pour vaincre les obstacles constitués par ces précipités qui provoque ce qu'on appelle le durcissement structural.

Un exemple important : les aciers Maraging

Les aciers Maraging contiennent très peu de carbone ; ce sont en fait des alliages du type ferronickel, dont une des compositions types est la suivante : nickel : 18 % ; cobalt : 8 % ; molybdène : 5 % ; titane : 0,5 % ; aluminium : 0,1 %.

La présence de nickel favorise, au cours du refroidissement, la transformation martensitique de l'alliage. Cette martensite est peu dure. La présence de molybdène, de titane et d'aluminium provoque l'apparition de précipités du nickel avec ces éléments qui, situés dans l'alliage, favorisent le durcissement structural.

La photographie représentant la martensite de vieillissement montre la structure d'un acier Maraging mise en évidence par formation d'un film mince interférentiel d'oxyde. La structure martensitique est clairement révélée, et l'on distingue nettement les précipités qui se sont formés dans l'alliage.

L'intérêt pratique de ces alliages est important, car on peut usiner les pièces lorsque l'alliage est peu dur, puis faire subir au matériau un léger revenu qui lui confère une bien meilleure résistance mécanique.

BIBLIOGRAPHIE

BENARD et coll., *Métallurgie générale*, Paris, Masson, 1969. - BENSIMON, *les Aciers*, Paris, Pyc Édition, 1971. - *les Matériaux métalliques*, Paris, Pyc Édition, 1970. - BOUJU et RENOUX, *Métallurgie*, Paris, Nathan, 1973. - CHAUSSIN C. et HILLY G., *Métallurgie*, Paris, Dunod, 1973. - GUILLET et POUPEAU, *Transformations à l'état solide des métaux et alliages métalliques*, Paris, Dunod, 1973. - QUEVRON et OUDINÉ, *Cours de métallurgie*, Paris, Eyrolles, 1972. - DE SY et VIDTS, *Métallurgie structurale*, Paris, Dunod.

LES TRAITEMENTS INDUSTRIELS DE SURFACE

Dans l'esprit du praticien, le terme « traitements de surface » couvre habituellement l'ensemble des procédés contribuant à la modification des propriétés superficielles d'une pièce pour lui conférer des qualités nouvelles mieux adaptées aux conditions d'utilisation.

Ce sont des techniques largement industrialisées, s'insérant logiquement dans une gamme de fabrication, et dont on est en droit d'attendre des résultats de plus en plus variés et performants.

Champ d'application

L'opportunité et le choix des traitements de surface trouvent généralement leur justification dans un ou plusieurs des besoins suivants :

- *Modification des propriétés mécaniques.* Un changement de structure ou de dureté dans les couches superficielles peut agir favorablement sur certaines propriétés mécaniques (notamment les caractéristiques en fatigue), ou sur les phénomènes de frottement, d'érosion, donc d'usure.
- *Amélioration de la résistance à la corrosion.* Le traitement sera alors choisi parmi les procédés augmentant l'inertie chimique de la pièce vis-à-vis des milieux agressifs rencontrés en utilisation.
- *Aide éventuelle aux opérations de transformation.* Certains traitements (mise en place d'un film mince à la fois ductile et relativement mou) facilitent les opérations de tréfilage et laminage. D'autres (élimination de la couche superficielle écrouie, soit par recuit thermique, soit par dissolution électrochimique) diminuent l'altération du métal à l'occasion de déformations plastiques particulièrement intenses et brutales (emboutissage, repoussage).
- *Création de propriétés spécifiques.* Des propriétés moins courantes, mais parfaitement caractérisées, peuvent être demandées aux surfaces dans certaines applications, généralement récentes, d'industries telles que l'optique, l'électrotechnique, l'électronique, la construction aéronautique, la technologie nucléaire ou spatiale, le magnétisme ou l'ultra-vide. La réflectance, la soudabilité, la résistance de contact, la semi-conduction, l'émissivité, la capacité de désorption ou de diffusion, la susceptibilité magnétique, l'émission thermo-ionique constituent alors quelques-unes des qualités recherchées.
- *Modification des caractéristiques géométriques.* Les méthodes traditionnelles d'usinage se heurtent de plus en plus fréquemment à des difficultés souvent insurmontables : inusinabilité plus ou moins totale des matériaux à caractéristiques mécaniques très élevées, dans leur état métallurgique final (grande dureté intrinsèque, fragilité, formation de criques, etc.) ; formes recherchées (notamment en défonçage prismatique) incompatibles avec les possibilités des machines-outils, précision inhabituelle en mécanique (composants en micro-électronique). Nombreux sont alors les problèmes résolus soit par usinage électrochimique ou par photolithographie (gravure chimique, ionique ou électronique).
- *Comportement thermique de la pièce.* Un revêtement bien choisi peut contribuer à augmenter sensiblement la température d'utilisation d'un matériau sensible au milieu agressif dans lequel il fonctionne (par exemple gaz chauds et oxydants). De même, un film bien déterminé, capable de diffuser dans le substrat, peut conduire à des composés (par exemple d'aluminium, de chrome, de silicium) particulièrement réfractaires.

Importance industrielle

Pendant très longtemps, l'application d'un traitement de surface à une pièce déterminée était considérée comme une simple opération de finition décorative qui, accessoirement, apportait quelques propriétés protectrices contre la corrosion. Les paramètres liés aux états de surface n'étaient définis que vaguement, et rarement mesurables avec une précision suffisante.

Laboratoires et ateliers disposent maintenant de moyens d'investigation permettant la connaissance rigoureuse de ces valeurs, et les traitements de surface

sont progressivement devenus des opérations parfaitement codifiées conduisant à des résultats facilement vérifiables et à des performances industriellement reproductibles. Ils sont de plus en plus appréciés par les utilisateurs en raison :

— de leur intérêt économique : prix de revient généralement faible par rapport au coût de la pièce traitée, large choix de procédés à propriétés très variées, remplacement d'un matériau coûteux par un produit plus courant revêtu en fin de gamme;

— de nombreuses considérations techniques : propriétés spécifiques des surfaces traitées, possibilités nouvelles dans la modification des formes et de l'état géométrique des surfaces, protection des matériaux à caractéristiques mécaniques élevées employés dans les techniques avancées.

Principaux procédés utilisés

Parmi les méthodes connaissant un développement industriel suffisamment reconnu ou présentant des caractéristiques susceptibles d'intérêt, les plus utiles peuvent être arbitrairement classées de la façon suivante.

Méthodes procédant par enlèvement de matière

• *Procédés permettant l'élimination de la contamination superficielle :*

— techniques mécaniques de mise à vif : sablage, grenaillage, émerisage, microbillage;

— techniques chimiques et électrochimiques : dégraissage et décapage.

• *Procédés permettant la modification de l'état géométrique :*

— techniques mécaniques de polissage à l'abrasif;

— polissage chimique;

— polissage électrolytique;

— usinage électrochimique et par étincelage;

— gravure chimique et électrochimique.

Les trois premiers procédés concernent surtout la surface des matériaux, les deux derniers agissant le plus souvent en profondeur.

• *Procédés divers.* L'usinage par ultrasons, par laser, par bombardement ionique ou électronique, le dégazage ionique sont également des techniques dignes d'intérêt.

Méthodes procédant par apport de matière

• *Procédés par voie humide :*

— passivation et anodisation;

— dépôt chimique par déplacement ou contact;

— dépôt chimique par réduction non catalytique;

— dépôt chimique par réduction autocatalytique;

— dépôt électrochimique (revêtements électrolytiques classiques, électroformage, électrophorèse).

• *Procédés par voie sèche :*

— projection au pistolet de métaux, alliages, cermets;

— immersion en bains fondus (galvanisation à chaud);

— électrochimie en sels fondus;

— dépôts physiques en phase gazeuse (évaporation, pulvérisation, dépôt ionique);

— dépôts chimiques en phase gazeuse (pyrolyse, réduction, déplacement);

— émaillage, vitrification, dépôts organiques;

— dépôts thermochimiques (cémentation, nitruration; calorisation, shérardisation, procédés Galmiche).

Remarque

Cette nomenclature, volontairement incomplète, fait apparaître une très large diversité de méthodes, disons plutôt une très grande variété de procédés, quand on sait, par exemple, que la simple électrocristallisation couvre l'obtention électrolytique de plus de vingt métaux, d'un nombre au moins égal d'alliages et d'autant de matériaux dispersés, sur une vingtaine de substrats différents. Elle laisse également deviner la perplexité du praticien appelé à choisir le procédé le plus adapté techniquement et économiquement à son problème. Nous contribuerons à la simplification de son choix en limitant notre analyse à la comparaison des méthodes industrielles les plus courantes, ce qui d'ailleurs nous est imposé par le cadre obligatoirement restreint du présent chapitre.

Traitements procédant par enlèvement de matière

Modification de l'état physico-chimique des surfaces

Contamination des surfaces

Après les opérations d'élaboration, d'usinage, de manutention et de stockage, les pièces sont recouvertes de divers contaminants : les uns de nature organique : graisses, huiles, etc.; les autres étant des combinaisons d'origine minérale : oxydes, sulfures, carbonates, etc.

Tentative de définition de la propreté

L'élimination plus ou moins complète de ces contaminants conduit :

— à une surface physiquement propre lorsque les contaminants résiduels d'origine organique ne représentent plus que quelques couches adsorbées lacunaires, soit 10^{-5} à 10^{-7} kg · m^2;

— à une surface chimiquement propre lorsque la propreté physique précédemment caractérisée est complétée par la disparition la plus complète possible des contaminants d'origine minérale.

Enlèvement des contaminants graisseux

Procédés

• *Prédégraissage aux solvants.* Des quantités importantes de contaminants graisseux peuvent être dissoutes dans des solvants appropriés. Les produits industriels (ininflammables) habituellement utilisés à cet effet sont le trichloréthylène, le perchloréthylène, le trichloréthane et toute la gamme des Fréons. Après prédégraissage, la quantité de contaminants graisseux résiduels ne dépasse pas 10^{-3} kg · m^2.

• *Dégraissage en solution.* Des solutions alcalines combinant l'action détergente de divers produits actifs (soude, savons, carbonate, phosphate ou silicate de sodium, agents tensio-actifs et éventuellement séquestrants) à une concentration totale comprise entre 50 et 100 g/l sont capables, dans les conditions courantes d'emploi (quelques minutes d'immersion entre 60 et 90 °C), d'assurer l'élimination de ces contaminants organiques résiduels jusqu'à 10^{-7} kg · m^2.

• *Procédés complémentaires.* Une action mécanique (jet sous forte pression) ainsi que la présence d'un champ (électrique ou ultrasonore) augmentent l'efficacité du traitement et en abrègent la durée.

Technologie

• *Prédégraissage aux solvants.* Le traitement s'effectue habituellement en cuve, la pièce étant immergée dans un solvant froid ou de préférence porté à sa température d'ébullition. On peut encore provoquer la condensation de la vapeur du solvant sur la pièce froide ou partiellement refroidie après la première opération. Des résultats équivalents sont obtenus par pulvérisation sous forte pression d'un solvant ininflammable ou même d'un produit inflammable (kérosène) émulsifié dans une solution aqueuse.

• *Dégraissage en solution.* Pour les pièces dont la forme, l'encombrement ou le poids ne permettent pas la classique immersion en cuves, il est possible d'utiliser des techniques d'aspersion par jet ou de circulation du détergent liquide ou sous forme de mousses, ou encore par application de pâtes.

Évaluation de la contamination graisseuse résiduelle

Les *méthodes chimiques* (test au ferricyanure ou dépôt de cuivre par déplacement) et *gravimétriques* (pesée avant et après traitement) présentent une sensibilité médiocre (au mieux 10^{-4} kg · m^2).

Fondé sur la rupture du film d'eau, le test classique de *mouillabilité*, bien que très pratique, ne se révèle guère plus performant. En revanche, le même essai effectué avec de la vapeur d'eau ou une pulvérisation très fine d'eau pure additionnée d'un colorant conduit à une sensibilité remarquable, supérieure à 10^{-7} kg · m^2.

Les *traceurs* peuvent être également employés :

— test de fluorescence utilisant la propriété que

présentent les huiles minérales d'être fluorescentes en lumière ultraviolette ; l'emploi est facile, mais la sensibilité est limitée à 10^{-4} kg · m^2 ;

— traceurs radio-actifs : cette méthode très sensible (10^{-8} kg · m^2 pour des radio-éléments tels que ^{14}C) reste cependant un test de laboratoire.

Signalons que la plupart des problèmes industriels concernant la propreté des surfaces se contentent d'une contamination résiduelle voisine de 10^{-5} kg · m^2. Par conséquent, tout procédé d'évaluation dont la sensibilité dépasse 10^{-6} kg · m^2 peut être vivement recommandé.

Facteurs susceptibles de compromettre l'efficacité du dégraissage

Portés à haute température pendant le recuit des semi-produits métallurgiques, les résidus graisseux peuvent libérer, par cracking, des molécules hydrocarbonées très stables, fermement accrochées aux surfaces métalliques par d'importantes forces de chimisorption. Elles ne se prêtent pas à la saponification ou à l'émulsification et ne s'éliminent parfaitement qu'en détruisant l'épiderme métallique qu'elles recouvrent.

De même, certains additifs contenant du carbone, du soufre libre (fleur de soufre) ou combiné (bisulfure de molybdène) ou des produits siliconés sont utilisés, dans certains ateliers, pour faciliter la déformation plastique (emboutissage, repoussage, tréfilage, laminage) ou l'usinage (perçage, taraudage). Par la suite, ils ne peuvent être éliminés ni par dissolution dans un solvant, ni par émulsification dans une solution détergente, ni même par attaque acide.

Dans les procédés où une grande propreté est requise (revêtements métalliques, technique des basses pressions, applications nucléaires et aérospatiales), il convient donc d'observer strictement les impératifs suivants : dégraisser le plus parfaitement possible les semi-produits avant tout traitement thermique; proscrire l'utilisation des lubrifiants contenant des additifs non éliminables par dégraissage classique. Les dépenses supplémentaires provoquées par ces mesures, certes contraignantes, se révèlent généralement, de très loin, inférieures aux frais occasionnés par la présence des additifs incriminés, générateurs de nombreux rebuts ou imposant une opération supplémentaire de transformation mécanique ou mieux électrochimique des couches superficielles du substrat.

Enlèvement des contaminants d'origine minérale. Mise à vif

A quelques rares exceptions près (métaux précieux), la surface des matériaux métalliques ne présente pas une inertie chimique suffisante vis-à-vis des milieux dans lesquels les produits sont élaborés, transformés, stockés et utilisés. Des réactions plus ou moins intenses se produisent avec l'oxygène, la vapeur d'eau et, de façon générale, avec les produits actifs en contact avec la pièce, provoquant la formation de combinaisons métalliques telles qu'oxydes, hydroxydes, carbonates, sulfures, etc. De nombreux procédés ne peuvent s'accommoder de la présence d'un tel film parasite, et il est très souvent indispensable d'éliminer la couche superficielle incriminée, sans altérer ou tout au moins sans modifier notablement les propriétés (géométriques, mécaniques ou autres) du substrat.

Procédés de mise à vif

Selon l'origine, l'épaisseur, la solidité et l'inertie chimique du film superficiel, selon également l'état microgéométrique initial et final imposé ou recherché, divers procédés sont utilisables. Il est commode de les grouper en deux catégories principales : les méthodes opérant

▼ *Tableau I : quelques gammes de décapage des métaux.*

Tableau I

Quelques gammes de décapage des métaux

Groupes	Matériaux	Composition du bain	Température (en °C)	Temps moyen (en mn)	État final
Ferreux	Acier doux ou faiblement allié	ClH, 10 à 50 % en volume + inhibiteur	$20 < t < 40$	2 à 10	mat
		SO_4H_2, 30 à 50 % en volume	$30 < t < 60$	2 à 10	
		SO_4H_2, 10 à 20 % en volume + ClH, 5 à 10 %	$t \leqslant 30$	2 à 10	
		PO_4H_3, 10 à 20 % en volume	$t \leqslant 80$	5 à 30	
	Inoxydable austénitique	NO_3H, 10 % + FH, 3 % (ou FNa, 5 %) en volume	$20 < t < 40$	20 à 30	mat
		NO_3H, 20 % + PO_4H_3, 40 % + CH_3COOH, 40 %	$40 < t < 60$	30	brillant
	Inoxydable autre	SO_4H_2, 8 à 10 % + ClH, 2 à 4 % en volume	$50 < t < 60$	10 à 20	brillant
Cuivreux	Cuivre-laitons	SO_4H_2, 20 à 30 % + NO_3H, 10 % + CrO_3, 200 g/l	froid	1 à 2	mat
	Cupro-béryllium	SO_4H_2, 40 % + NO_3H, 20 % + ClH, 0,1 %	froid	0,5	brillant
		SO_4H_2, 12 % + $Cr_2O_7Na_2$, 25 g/l	$\leqslant 70$	1 à 2	mat
		SO_4H_2, 5 à 10 % + (SO_4) Fe_2, anhydre, 50 g/l	$60 < t < 70$	1 à 5	satiné
		SO_4H_2, 10 à 15 % + $Cr_2O_7Na_2$, 20 à 25 g/l	$\leqslant 60$	1 à 5	satiné
Légers	Aluminium et alliages	SO_4H_2, 10 à 15 % + FNa, 10 g/l	froid	1 à 5	mat
		PO_4H_3, 80 % + NO_3H, 5 % + CH_3COOH, 5 % + H_2O, 10 %	85 à 95		brillant
Ultra-légers	Magnésium et alliages	CrO_3, 150 à 200 g/l	90 à 100		mat
	Nickel-alliages	H_2O, 60 à 70 % + NO_3H, 25 à 30 % + FH, 3 à 5 %	$65 < t < 75$	variable selon l'état initial du matériau	satiné
		SO_4H_2, 5 % + sel de seignette, 5 %	$70 < t < 80$		satiné
		ClH, 25 à 30 % + Cl_2Cu, 20 g/l	indifférente		satiné
	Titane	NO_3H, 5 % + FH, 2 à 3 %	indifférente		

par voie sèche et celles où la dissolution du film s'effectue par voie humide.

● *Procédés de mise à vif par voie sèche*

* *Action mécanique :*

— sablage, grenaillage, agissant par abrasion plus ou moins ménagée ;

— microbillage, où l'abrasion est remplacée par l'impact élastique de microsphères de verre ;

— meulage : élimination des couches superficielles par arrachement ;

— polissage-avivage par abrasion du film extérieur et fluage épidermique du substrat.

Les pièces microbillées ou polies présentent un aspect satiné ou glacé susceptible de satisfaire la plupart des exigences en ce qui concerne la microgéométrie des surfaces.

* *Action thermique ou thermochimique*

— nettoyage à la flamme d'un chalumeau,

— recuit des semi-produits ou des pièces terminées,

— décapage en sels fondus.

Le premier procédé s'adresse surtout aux surfaces recouvertes de films organiques. Le recuit en atmosphère réductrice permet l'élimination des oxydes et de certaines autres combinaisons métalliques (surtout avec l'utilisation d'atmosphères halogénées). Le décapage en sels fondus est essentiellement employé par les sidérurgistes pour la mise à vif de semi-produits (laminés à chaud, tôles d'acier inoxydable ou de titane, etc.).

● *Procédés de mise à vif par voie humide*

* *Action mécanique :* sablage humide. Comme il s'effectue sans échauffement local de la pièce, il est évidemment mieux adapté que le sablage sec ou le grenaillage au traitement des échantillons délicats ou des matériaux se recouvrant rapidement à l'air d'une couche naturelle d'oxyde (alliages légers, titane).

* *Action chimique :* décapage chimique. C'est le procédé industriel le plus employé aussi bien pour la mise à vif des semi-produits (fil - barre, feuillard, tôle, profilés divers) que pour les pièces terminées. Les conditions opératoires les plus courantes sont résumées dans le *tableau* I.

* *Action électrochimique :* décapage électrochimique. La dissolution des combinaisons superficielles peut être nettement accélérée par un décapage électrolytique anodique ou cathodique où se combinent l'action du champ électrique et l'effet mécanique d'un fort dégagement gazeux.

Technologie en décapage chimique

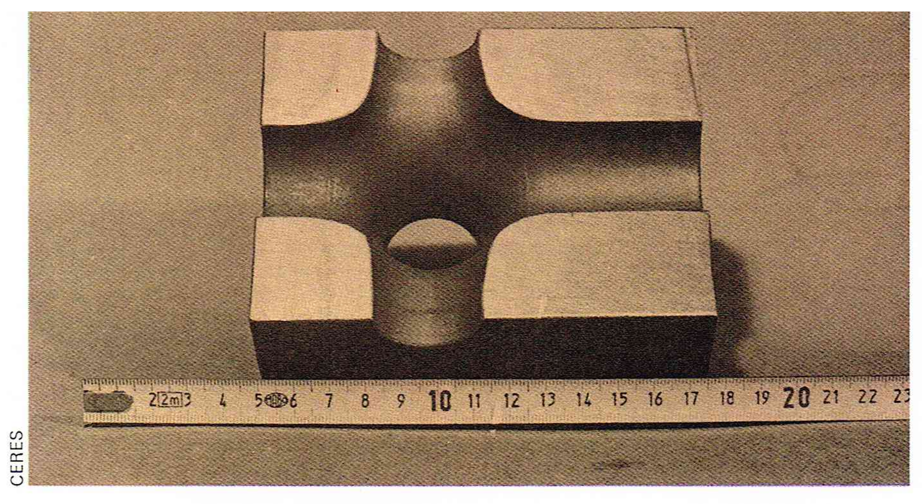
Comme pour les opérations de dégraissage, les pièces de formes et dimensions courantes sont simplement immergées dans des cuves contenant la solution décapante. Les petits objets peuvent être traités en vrac dans des paniers ou des tonneaux rotatifs. Le matériel lourd et encombrant est décapé au jet ou, de préférence, par circulation ainsi que, dans certains cas, par des mousses ou par application de pâtes.

Évaluation de la contamination résiduelle

Actuellement, il n'existe aucune méthode simple utilisable industriellement (c'est-à-dire avec les moyens habituels d'un atelier de traitement) pour l'évaluation quantitative des faibles quantités de combinaisons métalliques encore présentes sur une pièce après mise à vif. On se contente, généralement, de mesurer la diminution de résistivité d'une eau très pure mise en contact pendant 10 à 30 minutes avec la pièce traitée, ce qui traduit la présence plus ou moins importante de contaminants divers solubles dans l'eau, y compris les produits de traitement insuffisamment éliminés par rinçage.

Modification de la géométrie des pièces

Dans le cadre restreint du présent chapitre, tous les procédés que nous avons énumérés plus haut ne peuvent être décrits. Il semble toutefois indispensable de souligner quelques aspects importants des trois techniques permettant l'enlèvement de matière en opérant par voie humide : le polissage électrolytique, l'usinage électrochimique, l'usinage photochimique. Ces méthodes, d'usage industriel relativement récent mais en forte croissance, procurent des résultats qui ne peuvent être obtenus par procédés mécaniques classiques (abrasion, enlèvement de copeaux, etc.).



CERES

▲ *Usinage électrochimique ; rayonnage intérieur d'une pièce pour très hautes pressions obtenu par usinage électrochimique.*

Polissage électrolytique

Inventé vers 1930 par Pierre Jacquet et largement développé entre 1940 et 1960 à la suite de travaux dans lesquels la participation universitaire et industrielle française fut importante, le procédé, bien connu maintenant, présente un ensemble de qualités très intéressantes :

— possibilités relativement larges de modelage de l'état microgéométrique jusqu'à l'obtention d'une surface parfaitement lisse ;

— nettoyage et stérilisation de la surface ; l'élimination des couches chimisorbées permet, notamment en technique du vide, l'abaissement sensible du temps consacré au dégazage ;

— passivation électrochimique de la surface traitée (donc augmentation de la résistance à la corrosion) ;

— absence totale de risque de fragilisation par l'hydrogène ;

— diminution des contraintes superficielles ;

— non-perturbation de la surface sous-jacente, alors que les opérations mécaniques classiques transforment brutalement, non seulement l'épiderme, mais également le derme des matériaux, sur des épaisseurs dépassant la centaine de μm.

Initialement utilisé comme méthode métallographique, puis comme traitement de référence dans la technique des très basses pressions, le polissage électrolytique a maintenant conquis de vastes marchés, aussi bien dans les industries dites « avancées » (aéronautique, semi-conducteurs) que dans le génie chimique et même certaines fabrications mécaniques de grande série (engrenages, construction automobile).

Usinage électrochimique

Proche parent du polissage électrolytique par le principe et la nature des phénomènes mis en jeu, mais radicalement différent par la valeur des paramètres opératoires (densité de courant, distance entre électrodes, choix et déplacement de l'électrolyte), l'usinage électrochimique est sensiblement plus récent que le polissage électrolytique et l'usinage par électro-érosion. Les premiers résultats pratiques semblent liés aux travaux de Lucien Gauthier dans des applications mises en œuvre industriellement vers 1956 (chambrage et ébavurage d'injecteurs pour moteurs Diesel).

Le procédé réunit toutes les qualités précédemment énumérées pour le polissage électrolytique. De plus, il permet d'obtenir, dans des conditions d'exploitation plus favorables que l'électro-érosion, d'importantes modifications de cotes et de formes. Sa tendance à arrondir les angles le destine tout naturellement aux applications où interviennent des problèmes d'aéro- ou d'hydrodynamique. Il est de plus en plus utilisé pour l'ébavurage, le perçage, le défonçage, la mise en forme finale, le polissage, le rayonnage, l'affûtage, le meulage et maintenant la rectification plane ou cylindrique.

Les spécialistes estiment, à juste titre semble-t-il, que, dans dix à quinze ans, une fraction notable du parc mondial des machines-outils (25 à 35 %) emploiera l'action électrolytique plutôt que l'arrachement de copeaux, l'abrasion ou l'usure. Il est souvent reproché à l'usinage électrochimique sa relative imprécision (de l'ordre de 0,05 mm pour la plupart des paramètres géométriques). Cet inconvénient est essentiellement lié à deux problèmes :

— le fait que le centrage et le déplacement de la partie électriquement active de l'outillage soient assurés

par un dispositif mécanique plus ou moins complexe limite *ipso facto* la précision du procédé à celle du système qui guide l'électrode;

— les électrolytes à base de chlorure et nitrate de sodium, pratiquement utilisés pour presque toutes les opérations d'usinage sur divers matériaux, ne semblent pas spécialement convenir à des travaux de grande précision. Des recherches sont activement menées pour la mise au point d'électrolytes plus adaptés à des travaux spécifiques sur des matériaux déterminés.

Usinage photochimique

Réétudiée industriellement pendant la Dernière Guerre à partir de recettes artisanales et souvent anciennes, la dissolution chimique d'un matériau sur lequel la partie à graver a été tracée avec précision par voie photomécanique (photolithographie) s'applique maintenant à de nombreuses techniques :

— l'électronique, et notamment les semi-conducteurs; des millions de composants actifs ou passifs, de micromodules, de contacts, etc., sont ainsi élaborés chaque jour;

— l'électrotechnique légère : pièces minces et de forme complexe (en remplacement du découpage mécanique), circuits imprimés, codeurs, connexions, etc.;

— l'aéronautique : allègement des voilures, usinage de certaines pièces.

Ce procédé est intéressant techniquement et économiquement; il permet, en effet, l'obtention de pièces en matériaux divers (réfractaires, austénitiques, nickel et alliages, cuivre et alliages, métaux légers), dans des dimensions allant de la connexion miniaturisée à l'aile d'avion de transport, de toutes formes extérieures et intérieures, et cela avec une excellente précision lorsque l'épaisseur de l'objet est faible. Pour des épaisseurs inférieures à 100 µm, les différentes tolérances géométriques peuvent être assurées à 2, 3 ou 5 µm près, sur des distances de l'ordre de 10 cm. Des perçages de toutes formes peuvent être effectués, avec la seule restriction que leur diamètre minimal ne peut guère descendre au-dessous de l'épaisseur de la pièce.

Industriellement, des motifs extrêmement fins et complexes peuvent être reproduits à plusieurs milliers d'exemplaires par dm^2 sur des feuillards de 25 à 100 µm d'épaisseur.

Traitements procédant par apport de matière

Nous avons indiqué que de nombreuses méthodes permettent la création d'un film plus ou moins épais sur une pièce. Nous ne pouvons aborder ici que les techniques largement industrialisées, ainsi que les procédés dont les résultats actuels ou en cours de développement élargissent notablement les propriétés des traitements plus classiques. Nous nous limiterons également aux revêtements de métaux, alliages et combinaisons métalliques. Nous sommes donc conduits à examiner :

- dans les méthodes procédant par *voie humide :* les couches de passivation et d'anodisation; les dépôts chimiques obtenus par réduction autocatalytique; les revêtements électrolytiques;
- dans les techniques procédant par *voie sèche :* les dépôts physiques en phase gazeuse (évaporation, pulvérisation, dépôt ionique); les dépôts chimiques en phase gazeuse (C V D).

Passivation. Anodisation

Après dégraissage et décapage, la réactivité chimique des surfaces métalliques est très élevée (ce qui d'ailleurs est indispensable pour assurer la bonne adhérence d'un revêtement éventuel). En revanche, le matériau ainsi activé se révèle particulièrement sensible à l'action des produits agressifs avec lesquels il va se trouver en contact. L'acier, le cuivre, les alliages ferreux et cuivreux se recouvrent de couches non protectrices d'oxydes, sulfures, carbonates; les légers, les ultra-légers et le titane élaborent, en un temps très court, une couche naturelle d'oxyde, trop mince pour assurer une protection efficace.

Il convient donc de prévoir, selon les cas : une passivation chimique freinant l'attaque du métal sous-jacent, et la formation par anodisation d'une couche épaisse et homogène d'oxydes protecteurs.

Passivation

Quand on immerge une surface fraîchement décapée dans une solution peu concentrée de produits oxydants (chromates, phosphates, oxalates, etc.), elle se recouvre rapidement d'une couche mince (environ 1µm) de composés freinant à la fois l'attaque par corrosion et même la diffusion dans le métal des gaz adsorbés à l'interface. Cette technique s'applique à la plupart des matériaux métalliques courants. Toutefois, l'instabilité des couches au-dessus de 100 °C en exclut l'emploi dans un environnement chaud.

Pour les métaux ferreux habituels, des couches plus épaisses, possédant également des propriétés mécaniques intéressantes (bas coefficient de frottement), peuvent être obtenues par phosphatation.

Anodisation

Les métaux et alliages légers ou ultra-légers ainsi que le titane se prêtent à une opération électrochimique anodique particulière. Un choix judicieux de l'électrolyte et des conditions opératoires conduit à la formation d'un film pouvant atteindre et dépasser une épaisseur de quelques dizaines de µm, et présentant des propriétés très appréciées : constante diélectrique élevée (tension de claquage supérieure à 1 000 V); résistance excellente à certaines formes de corrosion; dureté importante (voisine de 1 000 vickers pour certaines couches sur aluminium); aucune altération notable des cotes géométriques (et notamment pas de surépaisseur); possibilité de coloration dans la masse.

L'anodisation est un traitement aussi largement employé dans la construction aéronautique que dans les industries du bâtiment ou de l'automobile.

Dépôt chimique autocatalytique

Parmi les revêtements obtenus (sous divers noms commerciaux) par réduction autocatalytique contrôlée, le plus utilisé est le nickel, dont les propriétés mécaniques présentent un intérêt indéniable.

La réduction d'un sel de nickel par un hypophosphite est une réaction connue depuis fort longtemps, mais ce n'est qu'à la fin de la Dernière Guerre mondiale qu'un marché industriel important s'ouvrit au procédé, lorsque fut maîtrisée la réduction autocatalytique contrôlée.

Principales caractéristiques du dépôt

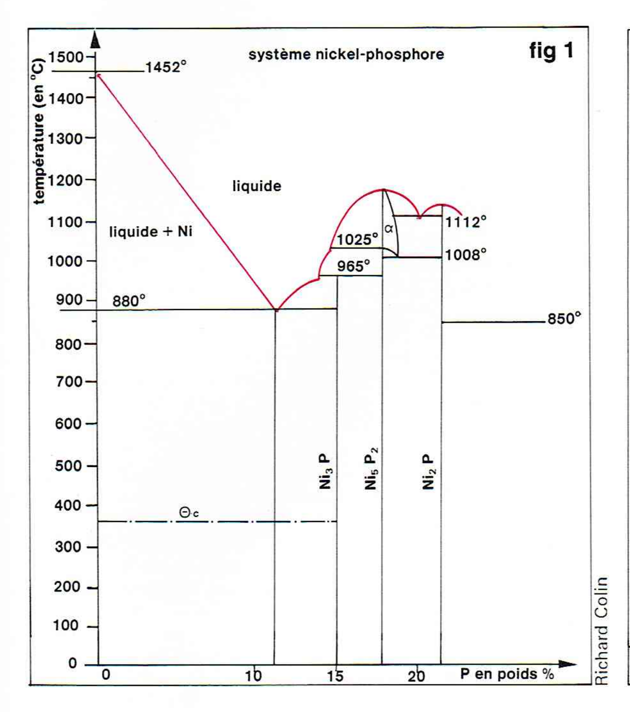
Obtenu à des vitesses de 0,3 à 0,5 µm par minute, le dépôt contient toujours une certaine quantité de phosphore (5 à 11 % selon le procédé et les conditions opératoires) ou de bore, lorsque les hypophosphites sont remplacés par des dérivés du bore. Un traitement thermique fait apparaître des couches cristallisées stratifiées mettant en évidence deux phases :

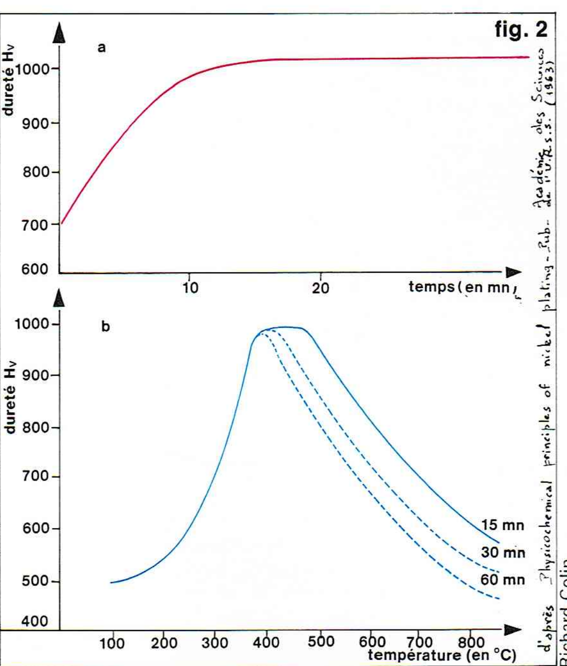
— une solution solide de phosphore dans le nickel;

— un composé intermétallique Ni_3P dont les dimensions cristallines augmentent avec la température du recuit.

La température de fusion varie de 850 à 1 200 °C selon la teneur en phosphore, et les dépôts contenant plus de 8 % de phosphore ne sont pas magnétiques (*fig.* 1). Toutefois, leur perméabilité varie en fonction de la dureté et du traitement thermique. Lorsque de bonnes conditions opératoires sont respectées, l'épaisseur du dépôt est très régulière, même sur des pièces de forme complexe. En ce qui concerne la porosité, l'expérience montre qu'à épaisseur égale, le revêtement n'est ni plus ni moins poreux que le nickel électrolytique. La dureté est une caractéristique importante; déjà élevée (450 à 650 vickers), elle peut être portée à 1 000 ou 1 100 vickers par chauffage à 400 °C pendant 40 minutes et refroidissement lent jusqu'à 200 °C.

D'ailleurs, le traitement thermique modifie profondément la plupart des propriétés de ce revêtement : recuit à 400 °C pendant 1 h en atmosphère inerte pour obtenir la dureté maximale; recuit à 600 °C pendant 1 h 30 en atmosphère inerte : la dureté reste suffisante, et l'élasticité s'améliore; la résistance à l'usure est maximale





◄ *A gauche, figure 1 : diagramme d'analyse thermique du système nickel-phosphore (d'après Konstantinov). A droite, figure 2 : évolution de la dureté de Ni-P. en fonction de la température du traitement ; a, traitement à 400 °C (d'après Zusmanovich) ; b, en fonction de la température et du temps de traitement (d'après Van Royen).*

(*fig.* 2) ; recuit à 750 °C pendant 5 h en atmosphère inerte, puis refroidissement lent, pour assurer la meilleure tenue à la corrosion et la diminution des contraintes.

Remarque : pour un dépôt d'épaisseur courante (20 μm environ), non traité thermiquement, la plupart des propriétés mécaniques du *substrat* (résistance à la traction, élongation, compression transversale) ne sont pas altérées. On constate en revanche que le comportement en fatigue varie en fonction du traitement thermique, de la composition du substrat, du type de procédé de dépôt et de l'épaisseur du revêtement, ce qui est probablement lié à la perméabilité du dépôt vis-à-vis de l'hydrogène qui diffuse ensuite dans le substrat.

Dépôt électrolytique

Le principe, la mise en œuvre, les diverses possibilités et applications des revêtements électrolytiques sont des éléments trop connus pour que nous les abordions ici. Il est toutefois nécessaire d'examiner comment cette technique, très largement adoptée par la plupart des secteurs industriels, doit actuellement évoluer pour résoudre les *problèmes nouveaux posés par ses utilisateurs*.

Depuis plusieurs générations de praticiens et pour la quasi-totalité des travaux industriels, le *revêtement galvanique* s'effectue dans une série de cuves où les pièces sont immergées (en vrac dans un tonneau rotatif, ou individuellement par crochets et montages).

Ce procédé classique et rentable se révèle déficient et très coûteux lorsque l'on se trouve en présence d'un des cas suivants : pièces volumineuses ou pesantes, et de façon générale difficilement déplaçables ; recherche d'un dépôt sélectif parfaitement localisé ; nécessité d'une grande rapidité d'électrocristallisation.

Sachant, par ailleurs, que l'ensemble de la profession œuvrant dans le dépôt électrolytique a résolu de façon satisfaisante ses problèmes courants : maîtrise des procédés de préparation et revêtement, contrôle et pilotage automatiques des installations, rejet des effluents, etc., il convient d'examiner comment les recherches récemment menées apportent une solution plus ou moins complète aux préoccupations nouvelles des utilisateurs.

Augmentation de la vitesse d'électrocristallisation

Dans la plupart des ateliers industriels, la vitesse de croissance des électrodépôts de Ni, Cd, Zn, Sn, etc., est voisine de 1 μm/mn (les valeurs étant moins élevées pour les métaux précieux). En se rappelant que l'on obtenait déjà couramment 0,5 μm/mn il y a trente ou quarante ans, et mieux que 0,2 μm/mn à la fin du siècle dernier, on ne peut que regretter l'absence de progrès notables dans ce domaine.

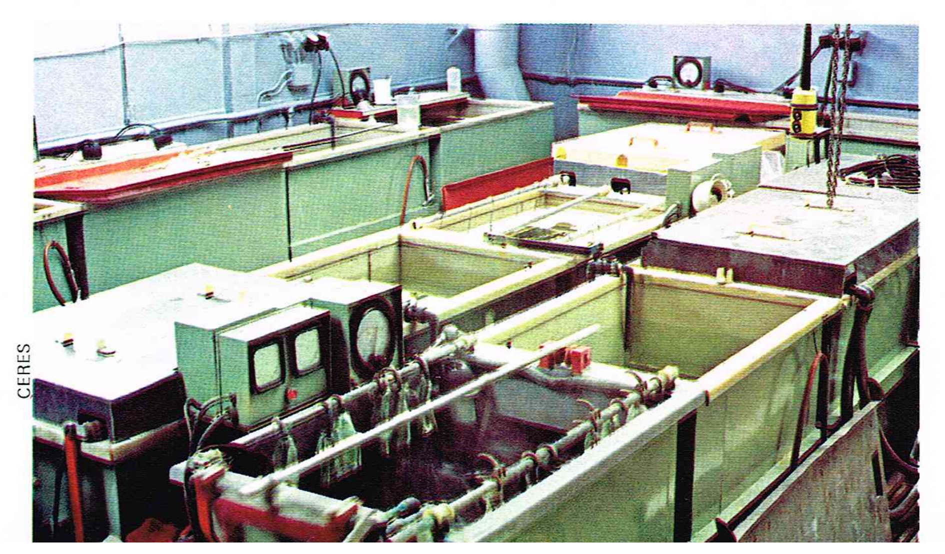
Les électrochimistes savent que la densité maximale de courant cathodique (et par conséquent la vitesse d'électrocristallisation) est limitée par le phénomène de polarisation de concentration, correspondant à l'appauvrissement local de l'électrolyte (en cations métalliques) près des électrodes et se traduisant par la formation d'un dépôt fragile, voire pulvérulent, d'aspect brûlé. Retarder l'apparition de ce phénomène permet d'augmenter la densité cathodique limite et, à rendement « Faraday » égal, d'améliorer la vitesse de croissance du dépôt.

Des résultats relativement satisfaisants ont été obtenus en utilisant un ou plusieurs des palliatifs suivants : mise au point d'électrolytes concentrés, plus performants (fluoborates, sulfamates, etc.) ; modification des conditions électriques : inversion périodique du courant, superposition d'alternatif, signaux rectangulaires, addition d'un champ ultrasonore ; création d'un mouvement relatif entre la cathode et l'électrolyte (agitation du bain ou des pièces) ; renouvellement de la couche limite par frottement léger (galvanoplastie au tampon).

Mais les progrès les plus marquants furent récemment constatés en Suisse, par l'utilisation de courant pulsé à très haute fréquence ; aux États-Unis, en disloquant la couche limite au moyen d'abrasifs puissants ; en France, en renouvelant l'électrolyte par effet hydrodynamique. Cette dernière méthode, utilisant l'action hydraulique d'un jet d'électrolyte chargé ou non de particules solides, conduit à des résultats industriels à la fois originaux et spectaculaires.

L'électrolyse ne s'effectue pas dans une cuve, mais à l'intérieur d'une cellule où un déplacement relatif de 100 à 2 000 m/mn est créé entre l'électrolyte propulsé par

▼ *Atelier classique d'électrolyse ; dimensions moyennes.*



CERES

une pompe et la cathode fixe ou mobile, la distance entre les électrodes étant faible pour se trouver dans tous les cas en régime turbulent correspondant à un nombre de Reynolds élevé. Dans ce cas, la croissance du revêtement atteint, dans des conditions industrielles courantes, 50 à 60 m/mn, avec une densité cathodique pouvant dépasser 300 A/dm^2 (pour les électrodépôts habituels : Ni, Cu, Sn, Zn, Cr).

Dépôt localisé sur pièces de grandes dimensions

Les réalisateurs et utilisateurs de gros matériel convenant au génie chimique ou nucléaire ainsi qu'à la technique du vide souhaiteraient vivement, et cela dans l'avenir le plus proche, remplacer, dans toute la mesure du possible, les divers métaux ou alliages inoxydables, condamnés à devenir rares et coûteux, par de l'acier de construction revêtu. Ce matériau est non seulement plus économique, plus facile à usiner, mais présente très souvent des propriétés mécaniques plus intéressantes. L'acier plaqué, avant découpage, mise en forme et soudure, ne répond que partiellement à cette question. En pratique, le chaudronnier souhaiterait disposer, dans son atelier, d'un appareillage mobile permettant : la réparation localisée d'un dépôt, ou le revêtement d'un cordon de soudure ; le dépôt d'un matériau protecteur sur des surfaces de toutes dimensions et de diverses formes qu'il rencontre habituellement (viroles, fonds bombés, raccordements, brides, entretoises, etc.) ; si possible, le découpage, le perçage, le doucissage et le polissage (soudures notamment).

Le procédé français de traitements électrochimiques rapides en cellules apporte à ces problèmes un ensemble de solutions satisfaisantes. La *figure* 3 et la photo ci-dessous montrent, par exemple, les principaux éléments d'un équipement destiné au revêtement du plan de joint sur des brides de grand diamètre. L'appareil peut opérer en position indifférente (bride horizontale, verticale ou oblique, et même en position horizontale inversée, avec la pièce suspendue par la face opposée à la bride).

Dépôts sélectifs

Dans de nombreux cas, la présence d'un revêtement n'est indispensable que sur une zone bien délimitée d'une pièce. S'il s'agit de faibles séries et d'un revêtement peu coûteux, on se contente le plus souvent d'un dépôt sur l'ensemble de la pièce ou d'un masquage des parties à épargner, par des cires ou des films plastiques. En revanche, dans le cas des grandes séries et pour le dépôt de métaux nobles, il convient d'adapter les techniques de galvanoplastie pour ne revêtir que les parties utiles, à la vitesse la plus élevée possible.

Un exemple caractéristique est la dorure de différents composants électroniques pour en assurer la soudabilité, et pour lesquels la surface à revêtir représente souvent moins du dixième de la surface totale. Plusieurs techniques peuvent alors être mises en œuvre : l'électroplastie au tampon, ou le placage sélectif avec circulation d'électrolyte. Le premier procédé est presque toujours manuel et nécessite un renouvellement périodique de l'électrolyte absorbé dans le tampon. C'est pourquoi les machines actuellement en service pour la dorure en série de contacts électriques utilisent le second principe.

Si l'investissement fait pour de telles installations se justifie actuellement dans le cas des séries importantes et du dépôt de métaux précieux, il est prévisible que l'accroissement des coûts de nombreuses matières premières élargira bientôt le champ de leurs applications à des dépôts plus différenciés.

Revêtements en continu pour produits de grande longueur

De patients travaux, commencés bien avant la Dernière Guerre, ont déjà permis la mise au point de procédés et technologies concernant la préparation et le revêtement en continu sur fils, feuillards et tôles. C'est ainsi que la première installation industrielle pour la production du fer-blanc commença à travailler à Andernach (Allemagne) en 1934. Sa capacité était de 6 m/mn. Peu après s'implantèrent des ateliers similaires aux États-Unis. Actuellement, 80 à 90 usines produisent, dans le monde, douze millions de tonnes de fer-blanc par an, les vitesses de défilement atteignant ou dépassant 500 m/mn. De même, de nombreux ateliers sont consacrés au revêtement électrolytique de milliers de tonnes par mois de fils et feuillards. L'inconvénient majeur de ces ensembles est leur gigantisme (300 à 400 m de long pour le fer-blanc), car la rapidité de croissance du dépôt est insuffisante.

N'espérant pas un progrès spectaculaire pour ce paramètre important du procédé, les technologues ont concentré leurs efforts sur les dispositifs permettant d'immerger dans l'électrolyte la plus grande longueur possible du produit. Des procédés en festons dans une cuve haute (Autriche), en spirales allongées superposées (R. F. A.), en spirales à axe horizontal (États-Unis, France) conduisent effectivement à des installations plus compactes. Toutefois, chacun ne s'adresse qu'à une catégorie de produits, soit très souple lorsque de nombreux renvois sont nécessaires, soit rigide pour qu'une spirale régulière puisse se former et se déplacer.

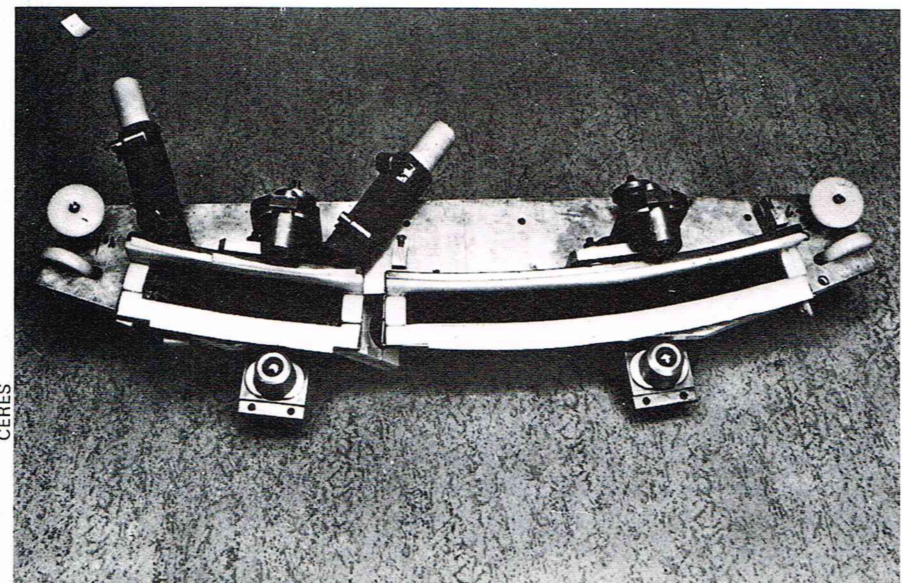
Le procédé français mentionné plus haut, qui s'applique déjà aux dépôts localisés ou sélectifs, permet, aussi bien d'ailleurs pour les diverses opérations de préparation que pour le dépôt, de revêtir des produits de toutes dimensions et toutes caractéristiques mécaniques, avec une vitesse de croissance de l'ordre de 50 à 60 µm/mn. Les installations correspondantes sont évidemment très compactes (*fig.* 4), et leur simplicité de conception permet de faciliter considérablement les opérations de maintenance.

Des perfectionnements très récents permettent maintenant le dépôt en cellule sur feuillard ou divers profilés de pistes dont la nature, la largeur, le profil et l'écartement peuvent se conformer aux besoins de l'utilisateur.

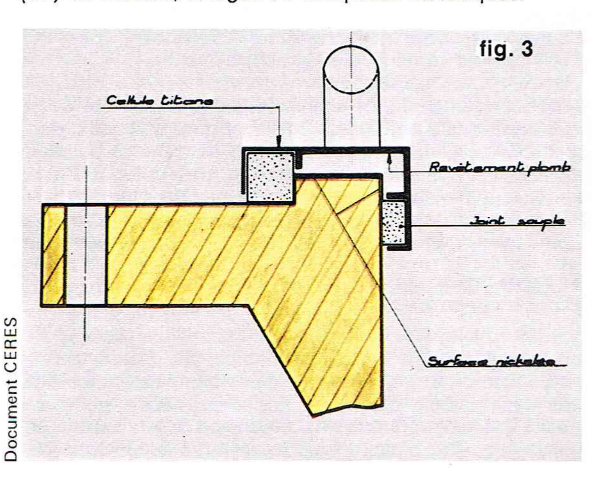
Dépôts physiques en phase gazeuse

L'utilisation de techniques physiques pour obtenir des revêtements par voie sèche en passant par la phase gazeuse s'est industrialisée dans les quelques années précédant la Dernière Guerre. Dans l'état actuel de son développement, la *métallisation sous vide* permet de déposer sur des pièces, conductrices ou non, des couches minces ou relativement minces (quelques Å à quelques µm) de métaux, alliages ou composés métalliques.

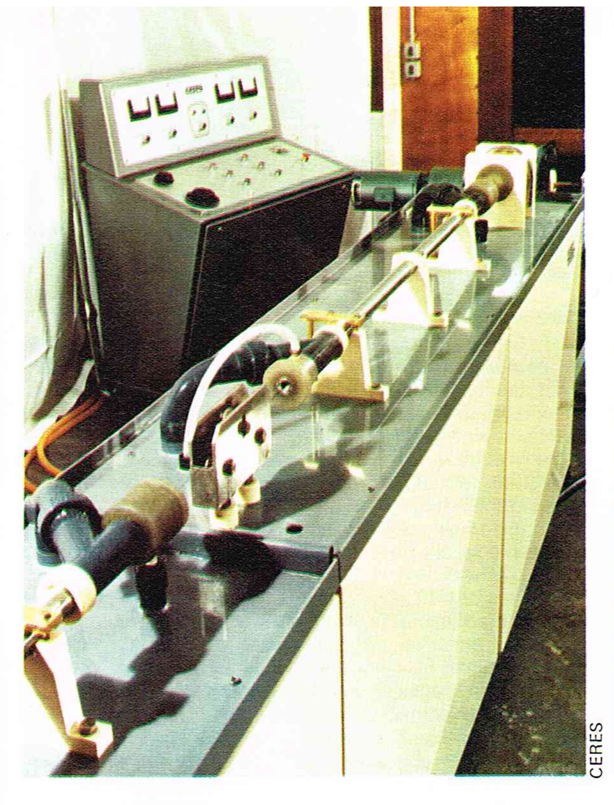
▼ A droite, figure 3 : revêtement électrolytique de nickel sur plan de joint d'une bride de grand diamètre. A gauche, cellule de nickelage pour traiter la bride dessinée sur la figure 3.



CERES



Document CERES



CERES

fig. 4

Document CERES

▲ *A gauche, installation de petite production pour traitement du fil en continu.*
A droite, figure 4 : schéma de fonctionnement de l'installation ci-contre.

Le revêtement s'élabore sur la surface d'une pièce placée dans un récipient étanche, où la pression des gaz résiduels est abaissée à une très faible valeur (1 à 10^{-7} Pa, soit environ 10^{-2} à 10^{-9} torr), nécessitée par le procédé. L'appareillage comprend donc le matériel permettant d'obtenir et de mesurer ces basses pressions, en plus du générateur de vapeurs métalliques.

Principe

Si de très petites particules (vaporisées ou émises sous forme atomique, puis ionisées) sont lancées dans un milieu gazeux raréfié, où la pression est suffisamment basse pour que les dimensions de l'enceinte restent faibles devant le libre parcours moyen des gaz résiduels et des corpuscules métalliques, ceux-ci suivront des trajectoires rectilignes appelées « rayons moléculaires ».

Si la source métallique est de petites dimensions, un écran interposé sur le trajet des particules portera une ombre à contours nets, et l'épaisseur du métal déposé sera inversement proportionnelle au carré de la distance séparant l'objet du point d'émission.

Mise en œuvre du procédé

Plusieurs techniques différentes peuvent être utilisées.

Pulvérisation cathodique (sputtering)

Si un métal est soumis à un bombardement intense, les atomes superficiels sont extraits, s'ionisent et se déposent sur une cible lorsque leur trajectoire, accélérée par un champ approprié, rencontre une surface, conductrice ou non.

De la configuration initiale, dite « diode » (*fig.* 5), le matériel a progressivement évolué vers la pulvérisation triode, puis tétrode, les champs électriques à haute tension étant émis sous des fréquences diverses (jusqu'aux radiofréquences), l'ionisation s'effectuant dans des gaz raréfiés de différentes natures, y compris des milieux réactifs (oxygène notamment).

Évaporation thermique

Opérant sous des pressions beaucoup plus basses qu'en pulvérisation (10^{-3} à 10^{-7} Pa au lieu de 10 à 10^{-1} Pa), le principe de l'évaporation sous vide est bien connu (*fig.* 6). L'émission est obtenue par distillation (évaporation ou sublimation) d'un matériau placé dans un creuset réfractaire. Le chauffage est fréquemment assuré par effet Joule, mais le bombardement au moyen d'un canon à électrons est de plus en plus employé. La masse du produit évaporé est donnée (au rendement près) par la formule de Langmuir :

$$m = 0{,}44\, p \sqrt{\frac{M}{T}}$$

où m s'exprime en $\mathrm{kgm^{-2}s^{-1}}$, T en °K, p (tension de vapeur du produit) en pascals; M est la masse molaire du produit. Le calcul de la quantité de métal, et par conséquent de l'épaisseur du film déposé, est donc facile, en tenant compte du fait que l'épaisseur est uniforme si la surface à recouvrir est tangente à une sphère ayant la source pour centre.

Dépôt ionique

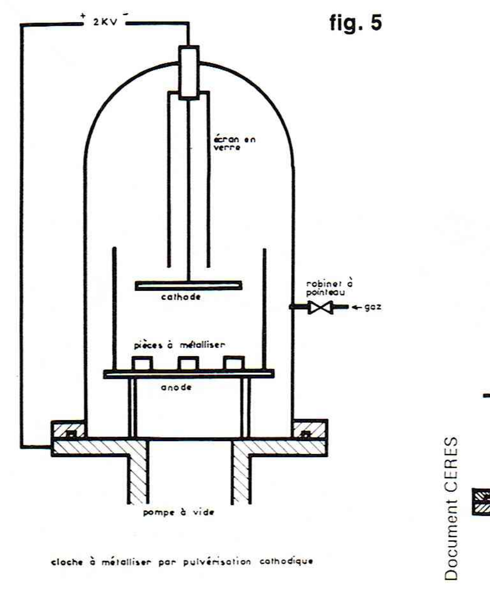
Parmi les améliorations apportées aux techniques initiales de métallisation sous vide, par addition de champs électriques ou magnétiques divers, formation de plasma, etc., le procédé qui accède actuellement à un développement industriel prometteur et concerne des applications de plus en plus nombreuses, est le dépôt ionique *(ion plating)*.

Apparu il y a une douzaine d'années, le dépôt ionique combine les avantages de l'évaporation (rapidité de formation des couches) et de la pulvérisation (adhérence du dépôt).

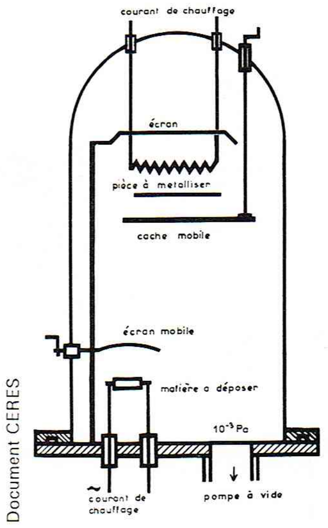
La source et le substrat à revêtir sont placés dans une même atmosphère de gaz raréfié (environ 10^{-2} torr), et le substrat est fortement polarisé négativement de manière à former une décharge dans l'espace compris entre la pièce et la source. On évapore le produit (placé à la source) par chauffage, ou plus souvent par bombardement électronique. En passant dans le plasma, les atomes évaporés se chargent et sont attirés vers le substrat où ils arrivent avec des énergies suffisantes pour s'y implanter, aussi bien sur les parties en vue directe de la source que sur les surfaces cachées.

Pour déposer des métaux, l'atmosphère utilisée est généralement un gaz neutre (argon), mais son rempla-

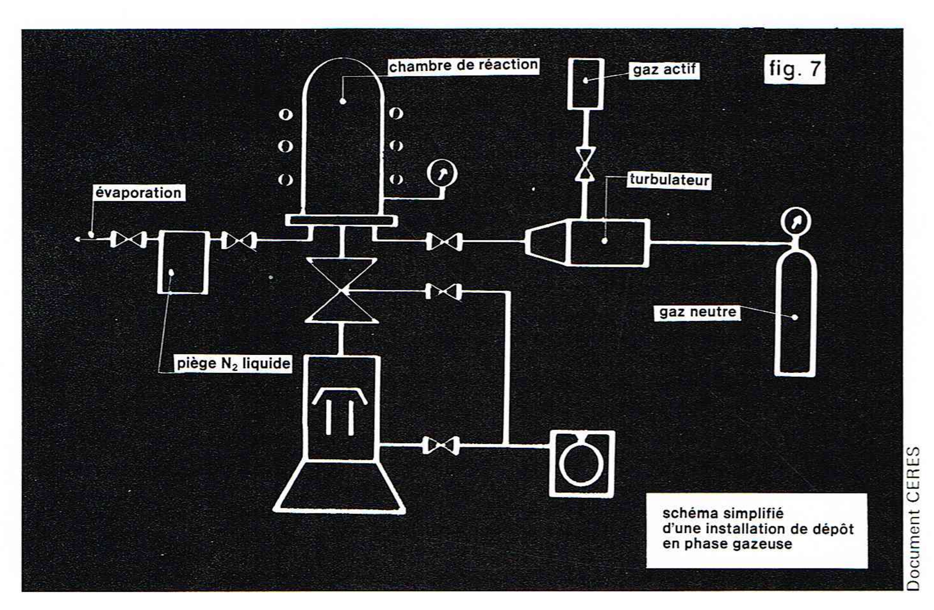
▼ *A gauche, figure 5 : schéma d'une installation de pulvérisation diode (cloche à métalliser par pulvérisation cathodique).*
A droite, figure 6 : schéma d'une installation de métallisation sous vide par évaporation thermique.



Document CERES



Document CERES



▲ *Figure 7 : schéma d'une installation de dépôts en phase gazeuse (CVD).*

cement partiel ou total par un gaz actif (oxygène) permet l'obtention des composés correspondants. Ces caractéristiques de vitesse de formation, adhérence, pouvoir de répartition et possibilité de déposition réactive permettent d'envisager de nombreuses applications, notamment la mise en place de composés durs, de réfractaires, de revêtements anticorrosion, de couches de frottement, etc.

Technologie des installations

Tous les éléments relèvent de la technique du vide classique :

— groupes de pompage primaire, moléculaire ou ultra-vide permettant d'obtenir dans des conditions industrielles des pressions de 10^{-1} Pa (pulvérisation) à 10^{-7} Pa (évaporation en ultra-vide) ;

— jauges correspondantes pour contrôle de ces pressions ;

— cloche étanche contenant à la fois les pièces à revêtir et les sources émettrices ;

— accessoires, passages tournants étanches, chauffage des sources, etc.

Bref aperçu des principales applications

Elles s'étendent à des domaines très divers :

● *techniques avancées :* réalisation des microcircuits, industrie des semi-conducteurs, cellules solaires, revêtements thermoptiques pour satellites ;

● *optique :* couches antireflet, miroirs, filtres absorbants, projecteurs, lunetterie, graduation des appareils de haute précision ;

● *industries mécaniques :* élaboration de couches de frottement ;

● *électrotechnique :* réalisation de condensateurs, résistances de précision, redresseurs de courant ;

● *décoration :* vitres semi-transparentes, accessoires de bijouterie de fantaisie ou de parfumerie, marques publicitaires sur automobiles ou matériel électroménager.

Dépôts chimiques en phase gazeuse (CVD)

Faisant appel à des équilibres chimiques tels que réduction et dissociation, le procédé récent de dépôt chimique en phase vapeur se révèle intéressant, à la fois par les propriétés nouvelles des couches réalisées et par la complémentarité remarquable des résultats avec ceux présentés par les techniques traditionnelles.

Il permet l'obtention de revêtements très divers :

— de la plupart des métaux, y compris les réfractaires et les légers ;

— de nombreux alliages binaires et ternaires de composition prédéterminée ;

— de métalloïdes (C et Si en particulier) ;

— de composés métalliques : oxydes, carbures, nitrures, sulfures, borures, siliciures, etc.

Il se prête à une éventuelle diffusion intermétallique avec le substrat, soit pendant l'élaboration des couches, soit après l'opération.

Principe

Un composé volatil du matériau à déposer est mis en contact avec la pièce à revêtir, chauffée à la température pour laquelle la vapeur est réduite ou décomposée au voisinage du substrat, réalisant ainsi un film adhérent sur cette surface.

Le produit à déposer doit donc former un composé volatil susceptible de se dissocier ou d'être réduit à des températures inférieures au point de fusion tant du revêtement que du substrat, mais se révélant toutefois suffisamment stable pour ne pas réagir avant d'atteindre la surface à recouvrir.

Dans le cas où le métal de la pièce traitée participe à la réaction, par exemple comme réducteur du gaz introduit, et où le matériau déposé diffuse dans le substrat, en limitant ainsi la cinétique de la réaction, le procédé pourra être considéré comme une *cémentation* par le chrome, l'aluminium, le tantale, etc. (procédés Galmiche-ONERA). Si le substrat ne participe pas chimiquement à la réaction, il peut recevoir n'importe quel dépôt, dans la mesure, bien entendu, où il supporte sans dommage les températures nécessaires à la réaction de dépôt.

Mise en œuvre du procédé

Une installation correspondante comprend schématiquement (*fig.* 7) :

— un réacteur de dépôt ;

— un groupe de pompage abaissant initialement la pression dans le réacteur à des valeurs qui permettent ensuite d'éviter les interactions entre l'oxygène de l'air et les gaz de procédé ou les parois de la pièce ;

— un bâti de purification, mélange et introduction des gaz ;

— un bâti d'extraction des produits de réaction ;

— un système d'analyse instantanée des gaz contenus dans le réacteur (chromatographie en phase gazeuse, analyseur quadripolaire ou cyclotron simplifié).

Applications actuelles et potentielles

Le CVD est de plus en plus utilisé dans des domaines très divers :

● *techniques avancées :* élaboration ou protection de matériaux composites, barrières thermiques pour rentrée dans l'atmosphère des satellites, dépôt et dopage de semi-conducteurs ;

● *génie chimique :* protection de circuits vis-à-vis d'agents très agressifs ou très chauds ;

● *mécanique :* plaquettes d'outils de coupe revêtues de carbures, nitrures, borures, oxydes ou siliciures.

Ces techniques, dont l'implantation industrielle est encore récente, sont appelées à connaître un essor important dans tous les secteurs « de pointe », où la demande en matériaux nouveaux et propriétés de haut niveau est pressante, et où le prix de revient n'est pas le facteur primordial.

Les recherches menées actuellement pour diminuer les températures de procédé en utilisant des matières premières nouvelles vont dans le sens des préoccupations techniques et économiques des utilisateurs.

Les résultats déjà constatés permettent d'envisager bientôt des applications importantes dans d'autres domaines que celui des techniques très performantes, sans toutefois laisser espérer, à moyen terme, une possibilité de concurrence véritable avec les techniques traditionnelles de revêtement, dans les secteurs où ces procédés sont déjà fermement implantés.

Problèmes industriels communs aux divers traitements

Le choix et la mise en œuvre du traitement le mieux adapté à un problème déterminé impliquent évidemment la comparaison entre les possibilités de chacune des méthodes en présence et, pour chaque procédé, la connaissance des conditions optimales de travail.

Nous ne pourrons aborder ici que quelques aspects

significatifs de ce volumineux problème en examinant successivement :

— l'influence, sur la qualité du traitement, de la nature et de la préparation du substrat;

— les performances et limitations des principaux procédés de traitement;

— les défauts majeurs susceptibles d'affecter les propriétés mécaniques des couches.

La comparaison cantonnée au domaine des revêtements métalliques ne portera que sur les procédés les plus fréquemment utilisés (dépôts chimiques et électrochimiques par voie humide, métallisation sous vide) ou dont l'industrialisation à court terme se précise (CVD).

Influence du substrat sur la qualité du traitement

Nature du substrat

Lorsqu'un type de matériau est imposé *a priori* en tant que revêtement, le choix des procédés d'application sera d'abord déterminé par la nature du substrat, et notamment par un ou plusieurs des aspects suivants :

— conductibilité électrique;

— place dans la classification électrochimique et dans les séries thermodynamiques;

— porosité ou homogénéité structurale;

— propriétés physiques (par exemple, coefficient de dilatation);

— propriétés mécaniques et état métallurgique (dureté, contraintes, état recuit, écroui, trempé, etc.).

On sait en effet :

- qu'il est impossible d'obtenir l'électrocristallisation en phase aqueuse d'un matériau très électronégatif (Al-Mg);
- que le dépôt galvanique sur pièce isolante ne peut s'effectuer qu'après mise en place d'une première couche conductrice;
- que les alliages légers, le titane, les aciers inoxydables et les réfractaires (W-Mo-Ta) nécessitent une préparation spéciale conférant un état actif à la surface, après mise à vif;
- que la possibilité de dépôt chimique en phase gazeuse d'un matériau sur un substrat participant à la réaction n'est réalisable que si les natures respectives de donneur, d'accepteur ou d'amphotère des deux matériaux correspondent aux règles de la classification thermodynamique;
- que les substrats poreux ne peuvent être métallisés sous vide par suite du dégazage important qu'ils provoquent (par dépôt en voie humide, le danger se situe au niveau des rétentions de liquide dans les porosités);
- qu'un revêtement épais ne sera pas adhérent sur un substrat dont le coefficient de dilatation linéaire est très différent si l'ensemble est appelé à subir des cycles thermiques;
- que la possibilité de diffusion mutuelle d'un revêtement et d'un substrat, avec par exemple formation d'une solution solide, améliore l'adhérence du dépôt et souvent ses propriétés protectrices (par contre, la formation de composés intermétalliques fragiles diminue les propriétés mécaniques de l'ensemble);
- qu'un revêtement dur, même peu fragile, ne présente pas une grande utilité si le substrat est beaucoup plus mou et se déforme plastiquement.

Préparation du substrat

Avant traitement, il convient de choisir (ou modifier si besoin est) plusieurs caractéristiques de la surface et même de l'intérieur du substrat;

- *l'état géométrique de surface*, le revêtement amplifiant fréquemment (et de toute façon n'annulant jamais) les irrégularités; les angles vifs, notamment, constituent toujours un point faible, et il est indispensable de les éliminer;
- *l'état physico-chimique de surface :* on conçoit facilement que la présence, même à l'état de traces, d'un contaminant graisseux résiduel, compromet gravement l'adhérence d'un dépôt. De même, l'existence d'une hétérogénéité structurale (ou parasite) en surface provoque la formation de nodules fragiles.

Un revêtement construit sur une surface très écrouie et soumise à des contraintes triaxiales ne peut posséder les qualités que ses propriétés intrinsèques laisseraient prévoir. En revanche, l'épitaxie se révèle généralement favorable. Il est prévisible que le phénomène ne peut apparaître que si plusieurs conditions sont simultanément remplies, et notamment si les paramètres réticulaires du substrat et du revêtement sont suffisamment voisins (différence inférieure à 15 %) et si la structure ordonnée du substrat est mise à nu par une préparation appropriée.

Performances et limitations des procédés de dépôt

Principales performances techniques et données économiques

(voir *tableau* II et remarques correspondantes).

Limitations des procédés

Électrocristallisation

On connaît déjà une importante limitation de principe : impossibilité de déposer en solution aqueuse les métaux particulièrement électronégatifs (Al - Mg). On sait également que le revêtement sur matériaux électriquement isolants ne peut s'effectuer que par l'intermédiaire d'opérations généralement complexes et n'assurant pas toujours une adhérence suffisante pour les besoins des mécaniciens.

Le procédé se prête au dépôt d'alliages, dont certains sont très employés : laiton ou bronze électrolytiques, étain-plomb, étain-nickel, alliages d'or ou d'argent. La reproductibilité des teneurs en certains éléments pose toutefois certains problèmes.

Par électrocristallisation, on n'a pas encore obtenu des couches de véritables composés chimiques prédéterminés, mais des dispersions *(cermets)* sont produites sans difficulté. Le pouvoir de répartition peut être moyen (Au, Ag, Cu), faible (Cd, Sn, Zn, Pb, Ni) ou très faible (Cr), et l'épaisseur locale des couches varie selon la forme des surfaces. Il est donc souvent indispensable, pour obtenir des revêtements d'épaisseur sensiblement uniforme, de concevoir et utiliser des outillages spéciaux capables d'unifier la densité de courant en tout point de la pièce.

Nickelage chimique autocatalytique

La première limitation des procédés opérant par réduction autocatalytique contrôlée est qu'ils ne permettent pas le dépôt de nombreux matériaux. En plus du nickel (contenant également des composés du phosphore ou du bore) et à une moindre échelle du cobalt, l'industrie utilise aussi l'or qui trouve des applications relativement importantes dans les semi-conducteurs, lorsque les deux qualités maîtresses du procédé (grand pouvoir de répartition, absence de contacts électriques) jouent en sa faveur.

La faible vitesse de dépôt (paramètre qui ne semble pas très perfectible) et la difficulté de principe pour revêtir certains substrats métalliques constituent également deux limitations à l'extension des applications.

Pour les utilisations mécaniques, le choix entre les divers traitements thermiques que nous avons indiqués permet d'adapter certaines propriétés (dureté, coefficient de frottement) aux problèmes posés. Toutefois, ces opérations, en plus de leur coût relativement élevé, posent des problèmes lorsque l'état métallurgique de certains matériaux risque d'être modifié par le traitement thermique.

Métallisation sous vide

Une première limitation concerne les dépôts d'alliages. En évaporation, par exemple, il sera toujours difficile d'obtenir de façon reproductible des alliages dont les constituants présentent des caractéristiques très éloignées en ce qui concerne la tension de vapeur à une température donnée. La vitesse du dépôt est relativement faible, et l'obtention de couches dépassant une dizaine de µm en épaisseur est rarement une opération de caractère industriel. De plus, la structure de ces films évolue fréquemment avec le temps, et leur adhérence est rarement suffisante lorsque des efforts mécaniques sont prévus. De toute

▼ *Tableau II : principales performances techniques de différents procédés de dépôt métallique; remarques :*
— Épaisseur moyenne : *épaisseur obtenue pendant la durée d'un cycle industriel moyen et correspondant à un revêtement pour utilisation normale.*
— Vitesse moyenne de dépôt : *obtenue avec rendement optimal.*
— Durée de cycle : *comprend non seulement le dépôt, mais également les opérations préliminaires (mise sous vide par exemple).*
— Surface moyenne des charges : *valables pour appareillage industriel de bonne taille courante.*
— Prix du métal : *coût relatif de la matière première usée au cours du traitement, par rapport au prix du matériau sous forme métallurgique habituelle.*

façon, l'adhérence des couches ne peut soutenir la comparaison avec celle que l'on constate dans les dépôts galvaniques. Elle est toutefois meilleure en pulvérisation et en dépôt ionique.

Une autre limitation importante réside dans le fait que le procédé ne peut s'accommoder ni techniquement ni économiquement de substrats poreux ou impurs qui résorbent des quantités importantes de gaz.

Dépôt chimique en phase gazeuse

Le remarquable pouvoir de répartition présenté par le CVD devient paradoxalement un sérieux handicap lorsque l'on recherche une certaine localisation du dépôt.

Par ailleurs, pour les revêtements obtenus par réduction, et même par pyrolyse dans certains cas, la température élevée imposée au substrat élimine *a priori* un certain nombre de matériaux.

Du point de vue de la mise en œuvre du procédé, une difficulté importante réside dans l'obligation, pour obtenir des couches régulières, de chauffer de façon homogène toutes les surfaces à traiter.

Dans l'état actuel de la technique, il faut reconnaître également que l'extrapolation des résultats entre l'échantillon et la pièce en vraie grandeur impose généralement une laborieuse mise au point.

Sur le plan économique, la plupart des matières premières utilisées (organométalliques notamment) sont encore très coûteuses. Enfin, certains produits nécessitent d'importantes précautions opératoires, compte tenu de leur agressivité (halogénures) ou de leur toxicité (carbonyles). Ils doivent également être transformés avant rejet.

Propriétés des revêtements

Propriétés structurales

Pureté

On sait qu'en électrocristallisation, la pureté du dépôt est essentiellement liée à la contamination du bain, tant par les produits qu'il contient que par la dissolution des anodes, la dégradation des matières organiques employées comme additifs, la pollution atmosphérique et accidentelle. Tous les praticiens connaissent ces difficultés et les précautions draconiennes qu'ils doivent mettre en œuvre pour que les revêtements obtenus restent relativement purs et présentent ainsi les qualités recherchées. Le problème est à peu près semblable pour le nickelage chimique autocatalytique. Par contre, la métallisation sous vide, surtout lorsque la pression est inférieure à 10^{-4} à 10^{-5} Pa (10^{-6} à 10^{-7} torr) et lorsque l'on utilise le bombardement électronique pour éliminer la pollution due au creuset, assure une très grande pureté des couches, aussi bien en évaporation qu'en pulvérisation.

Dans le CVD, la pureté des revêtements obtenus est en principe très élevée. Elle peut cependant être altérée : par les gaz utilisés (gaz actif et gaz porteur) qui doivent être très soigneusement purifiés et par la réaction elle-même : par exemple, la dissociation du nickel carbonyle libère de l'oxyde de carbone. Si ce gaz n'est pas rapidement évacué, il se dissocie lui-même partiellement au contact de la pièce chauffée, provoquant ainsi un dépôt de carbone pulvérulent.

Porosité

Les revêtements obtenus par voie humide sont toujours affectés par la présence de porosités congénitales dont

Tableau II

Principales performances techniques des différents procédés de dépôts métalliques

Principales données	Électroplastie	Nickel chimique	Métallisation	CVD
Gamme de matériaux déposables M = métaux A = alliages C = combinaisons métalliques	M + A	M (Ni + P)	M + A + C	M + A + C
Substrats faciles à revêtir	Fe - Cu	Fe - Ni - Al - Au	Verre, plastique	tous (sauf température)
Substrats difficiles à revêtir	Inox	Cu		
Substrats impossibles à revêtir			poreux	
Adhérence habituelle	bonne	bonne	faible (sauf pulvérisation et dépôt ionique)	excellente
Épaisseur moyenne	10 à 50 μm	20 à 50 μm	0,1 à 2 μm	10 à 200 μm
Épaisseur minimale	0,5 à 1 μm	1 μm	quelques Å	1 μm
Épaisseur maximale	# cm	# 150 μm	quelques μm	cm
Pouvoir de répartition	faible à moyen	excellent	très faible	remarquable
Vitesse moyenne de dépôt (en μm/mn)	0,5 à 1,5	0,3 à 0,6	0,1	0,1 à 50
Vitesse maximale de dépôt (en μm/mn)	50 à 100 (DHC)	# 1	1 à 2	100 à 200
Température normale du substrat (en °C)	$20 < t \leqslant 100$	$90 < t < 100$	$20 < t < 150$	$100 < t < 1\,500$
Durée du cycle moyen de traitement (en h)	0,1 à 0,5	0,5 à 1	0,3 à 0,6	0,5 à 2
Surface moyenne des pièces traitées par charge (en m²)	⩽ 1 à 5	⩽ 1 à 5	0,1 < S < 1	0,1 < S < 1
Prix du métal (par rapport au prix métallurgique)	voisin	élevé	élevé	très élevé
Coût relatif d'une charge	industriellement normal	un peu plus élevé	élevé (sauf séries importantes)	très élevé
Investissement initial	normal	normal	élevé	très élevé
Problèmes d'écologie	cyanures-acides chromates-vapeurs	rejet de liquides et de gaz	nul	rejet de gaz, toxicité des produits

le nombre diminue heureusement lorsque, toutes choses égales par ailleurs, l'épaisseur de la couche augmente (sans négliger les problèmes liés à la pureté des bains et à la préparation du substrat).

Les dépôts effectués au tampon ou en cellules hors cuves sont très peu poreux (ce qui est certainement dû à l'action mécanique du tampon ou du jet hydrodynamique). Les dépôts sous vide présentent, surtout les plus minces, un nombre élevé de porosités, les unes provoquées par les poussières non éliminées sur la surface, les autres ayant pour origine le réarrangement moléculaire.

Les examens métallographiques et les tests chimiques (ou électrochimiques) effectués sur revêtements obtenus par CVD montrent que ces dépôts sont presque toujours exempts de piqûres.

Propriétés mécaniques

Adhérence. A de rares exceptions près, cette propriété est essentiellement liée à la préparation des surfaces. Il faut toutefois rappeler que les couches obtenues par métallisation sous vide (et surtout en évaporation) présentent souvent une adhérence inférieure à celle montrée par les électrodépôts, et que certains substrats nécessitent l'emploi de couches intermédiaires facilitant l'adhérence du revêtement. Les dépôts chimiques en phase gazeuse présentent naturellement de bonnes qualités d'adhérence, surtout si le substrat a été préalablement dégazé. Si la surface à recouvrir est capable de supporter un traitement thermique ultérieur au dépôt (et pouvant alors être effectué dans la même atmosphère protectrice ou sous vide), on réussit à provoquer un début de diffusion qui assure une adhérence parfaite.

Ductilité-Usinabilité. Un revêtement électrolytique plus ou moins épais de Ni, Sn, Au, Ag, Cu et alliages, exécuté dans des conditions correctes, est ductile et accepte toute opération d'usinage; il en est de même pour les dépôts correspondants obtenus par CVD. En revanche, l'adhérence souvent insuffisante des dépôts obtenus par évaporation (et également leur faible épaisseur) les rend inaptes à l'usinage. Des matériaux intrinsèquement moins ductiles (chrome, par exemple, déposé en forte épaisseur par voie électrolytique) admettent cependant des opérations mécaniques telles que la rectification.

Dureté et résistance à l'usure. Il est évident que les films de carbures, nitrures, siliciures et borures présentent un très grand intérêt pour les applications où interviennent les problèmes de dureté élevée et de résistance à l'usure.

Propriétés protectrices. En dépit de leur faible épaisseur, les couches métallisées sous vide présentent des propriétés protectrices intéressantes. En effet, l'absence d'impuretés évite les microcouples locaux, fréquents dans les dépôts classiques.

Les dépôts électronégatifs par rapport au substrat assurent une meilleure protection, parce que leur rôle « sacrificiel » est indépendant de la porosité.

Les couches obtenues par CVD, étanches et de grande pureté, présentent d'excellentes qualités de protection.

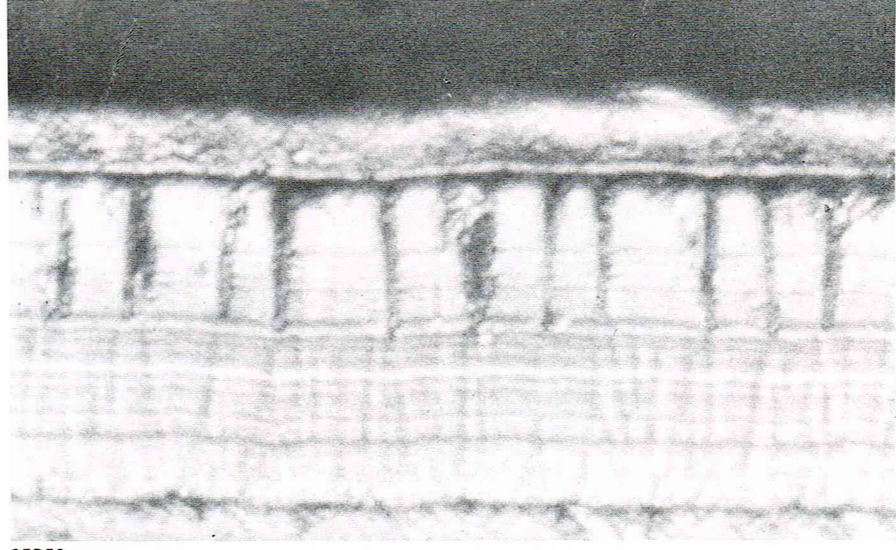
Défauts des revêtements

Après avoir analysé dans les chapitres précédents les qualités de certains traitements et les limites des procédés permettant de les mettre en œuvre, il serait fastidieux d'aborder maintenant leurs défauts, considérés simplement comme des qualités « négatives », en opposant des chiffres ou des qualificatifs aux indications qui viennent d'être apportées. Nous croyons qu'il est plus utile de s'attacher à des phénomènes plus importants, affectant les conditions d'emploi et la durée de vie des pièces.

La préoccupation permanente du mécanicien travaillant pour des techniques avancées est d'éviter par tous les moyens de produire des pièces dites « fragiles ». Or, la *rupture fragile*, tant redoutée, correspond à l'abaissement important des qualités mécaniques, et notamment de la limite de fatigue.

Phénomène complexe, à caractère différé (donc difficilement décelable à l'origine), la rupture fragile résulte du caractère additif de facteurs fragilisants : des facteurs de forme, amenant des concentrations de contraintes; des facteurs de transformation; des facteurs d'emploi : cycles thermiques, corrosion intergranulaire ou sous contraintes, etc. Il n'est pas rare que les traitements de surface soient impliqués dans les facteurs de transformation, notamment dans les phénomènes de fragilisation par l'hydrogène, et de libération des contraintes internes.

Il est donc judicieux d'aborder maintenant ces problèmes, d'autant plus qu'interviennent habituellement des interactions entre substrat et revêtement : le revêtement peut induire certaines de ses caractéristiques fragiles dans le substrat, un substrat fragile peut provoquer une destruction rapide du revêtement.


CERES

▲ *Fissures résultant de contraintes internes dans un dépôt de nickel chimique épais non traité thermiquement. État de la pièce 2 mois après dépôt.*

Contraintes internes affectant les revêtements

La plupart des revêtements, et notamment ceux obtenus par voie humide, sont affectés de contraintes susceptibles de compromettre considérablement leurs qualités mécaniques. La nature, le sens et l'intensité de ces contraintes sont liés, d'une part, au choix des matériaux déposés et, d'autre part, aux conditions opératoires (par exemple, pour l'électrolyse, la nature des bains, la composition de l'électrolyte, les paramètres électriques, le traitement thermique éventuel).

La libération brutale de contraintes en extension, d'une intensité supérieure aux forces d'adhérence fixant le revêtement sur le substrat, provoque l'arrachement de la couche. Mais le phénomène le plus redouté, parce qu'insidieux, est la transmission de ces contraintes dans le substrat. Pour ce dernier, les contraintes ainsi induites agissent pratiquement comme une entaille, et provoquent les mêmes conséquences sur le comportement en fatigue de la pièce.

En électrocristallisation, le choix judicieux des paramètres de travail permet maintenant d'obtenir certains revêtements peu contraints en extension (contraintes < 10 hbars), ou même affectés de contraintes en compression (qui, généralement, ne présentent aucun danger).

En métallisation sous vide, le revêtement est en général tellement mince que les contraintes en extension ne peuvent guère se manifester. On constate seulement, et surtout sur les couches d'épaisseur inférieure à 0,1 μm, un réarrangement moléculaire se produisant dans les quelques heures qui suivent le dépôt.

L'examen des dépôts chimiques en phase gazeuse ne semble pas révéler la présence de contraintes d'intensité égale ou supérieure à la limite élastique du matériau. En revanche, des contraintes élevées d'origine thermique et souvent provoquées par la diffusion peuvent affecter les matériaux réfractaires.

Pour le nickel chimique autocatalytique, les traitements thermiques recommandés après dépôt montrent que les contraintes à l'origine ne sont pas négligeables.

Fragilisation par l'hydrogène

Dans la mise en œuvre des traitements de surface, et notamment ceux qui opèrent par voie humide, les pièces sont fréquemment mises en présence d'hydrogène naissant, par exemple au cours du décapage et dans toutes les séquences cathodiques. Le proton s'adsorbe très facilement en surface, puis en raison de sa mobilité et de ses faibles dimensions, diffuse rapidement dans le matériau et s'accumule aux endroits favorables (microporosités notamment). Sa transformation en hydrogène moléculaire s'effectue plus tard, en développant des pressions énormes qui disloquent le métal. Un métal ductile sensibilisé par l'hydrogène n'accepte plus de déformations plastiques et se comporte alors comme un

matériau dur et fragile. Le caractère particulier de la fragilisation par l'hydrogène est que la fragilité augmente avec des contraintes appliquées lentement, et dans une zone de températures peu éloignées de la température ambiante (de — 50 à + 150 °C en général). Ce sont les raisons essentielles pour lesquelles les accidents provoqués par ce type de fragilisation se produisent habituellement à la température ordinaire et par rupture différée, sous des contraintes très largement inférieures à la charge de rupture. Le phénomène affecte surtout les aciers à haute résistance (R > 140 hbars), mais également certains alliages de titane ou d'aluminium. D'importants travaux ont été menés depuis une vingtaine d'années par ceux qui étudient ou utilisent les structures à propriétés mécaniques élevées (aéronautique surtout). Ces recherches ont conduit à mieux connaître le phénomène de fragilisation, à savoir mesurer la « prise » d'hydrogène par un métal, et à recommander un certain nombre d'actions portant sur les conditions opératoires et le « dégazage » final. Ces résultats contribuent à diminuer les conséquences néfastes du phénomène mais ne constituent pas un remède absolu pour le supprimer.

Dans le cas du nickel chimique autocatalytique, la fragilité apparaît dès que l'épaisseur du dépôt atteint ou dépasse 10 μm, par actions combinées du chargement en hydrogène et des contraintes : le remède est le traitement thermique de relaxation (à 750 °C).

Le phénomène ne peut pas se produire en métallisation sous vide, puisque l'hydrogène tant atomique que moléculaire y est absent. On comprend ainsi pourquoi la N. A. S. A. préconisa le cadmiage des aciers de plus de 140 hbars par métallisation sous vide. Pour le dépôt chimique en phase gazeuse, le problème est un peu différent. L'hydrogène intervient dans certaines réactions : réduction d'un halogénure par l'hydrogène; pyrolyse d'un carbonyle en présence d'hydrogène ou d'un hydrocarbure; pyrolyse de composés organiques.

L'hydrogène peut alors se dissoudre dans le dépôt si celui-ci (Pd, Ta, Ti, Zr) est avide de ce gaz. Il peut également s'y trouver sous forme de composé interstitiel.

Mais en fait, le chauffage de la pièce sous gaz inerte et surtout sous bon vide élimine facilement l'hydrogène dès le début de sa diffusion dans le matériau, et aucun incident marquant n'a été signalé dans ce domaine.

Conclusion

Entre plusieurs traitements de surface présentant des résultats théoriquement très voisins, le choix de l'utilisateur ne doit pas être seulement guidé par des considérations économiques immédiates; son intérêt, en mettant à part les cas classiques et industriellement éprouvés, est d'abord de procéder à une analyse très approfondie du problème, en tenant compte de tous les éléments suivants :

— caractéristiques initiales de la pièce (forme, nature du matériau, état géométrique, physico-chimique et métallurgique) ;

— performances et limitations des procédés envisagés pour chaque traitement proposé;

— qualités et défauts conférés par chacune de ces techniques, tant au revêtement qu'à la pièce.

L'utilisateur limitera ainsi les risques souvent importants causés par la méconnaissance des phénomènes conduisant à la dégradation notable des caractéristiques mécaniques.

BIBLIOGRAPHIE

BURKART, *la Pratique moderne du polissage et de l'avivage,* Éd. B. P. I. - LA COURCELLE, *Protection contre la corrosion par revêtements électrolytiques,* Éd. B. P. I. - MORTIER, *Contrôle des revêtements électrolytiques.* - MORISSET, *Chromage. Technique et applications,* Éd. Marval. - SALAUZE J., *Traité de galvanoplastie,* Éd. Dunod. - WILMOTTE et BESENECH, *Dégraissage, Décapage,* Éd. B. P. I. - *C.R. des Congrès Interfinish,* 1969-1972, Éd. Forster Verlag. - JOURNÉES TECHNIQUES du S.I.T.S., *État et transformation des surfaces,* 1971. **Périodiques :** *Galvano-organo - Traitements de surface - Surfaces - Le Vide.*

MÉTALLURGIE DES POUDRES

Le terme de *métallurgie des poudres* désigne un ensemble de techniques susceptibles de conduire à l'obtention de divers matériaux (métaux purs, alliages métalliques, oxydes, carbures, nitrures, verres, plastiques) sous forme très divisée, et de les mettre en œuvre de façon à disposer des produits semi-finis ou finis. Dans le premier cas, les matériaux ainsi façonnés se présentent sous forme de lingots, tôles, plaques, ronds, fils ou profilés; dans le second cas, des pièces de formes plus ou moins complexes sont directement obtenues aux dimensions souhaitées, donc sans qu'un usinage ou une finition poussée soit nécessaire.

La métallurgie des poudres diffère de la plupart des techniques métallurgiques, en ce sens qu'elle n'implique jamais la fusion complète du matériau mis en œuvre. Elle est spécifique dans le cas de la fabrication de certains produits qui ne peuvent pas (ou très difficilement) être obtenus par les méthodes traditionnelles : lingots de métaux réfractaires, filtres, coussinets poreux, matériaux de friction, outils pratiquement inusinables, céramiques réfractaires, certains combustibles nucléaires, meules diamantées, ainsi que certains matériaux magnétiques, composants électroniques, contacts électriques, balais pour moteurs électriques, filières, etc. Elle peut être, par ailleurs, un moyen plus économique de fabriquer certaines pièces, généralement de faibles dimensions, qui pourraient être obtenues par des méthodes classiques — se révélant en l'espèce non compétitives, par suite du coût prohibitif des opérations de transformation et d'usinage : pièces mécaniques diverses, pièces polaires, bagues, isolants.

La métallurgie des poudres est très ancienne, et, dans un certain sens, elle a même précédé la métallurgie classique tant que l'homme n'a pas été capable de maîtriser les techniques d'obtention des températures élevées (> 1 400 °C) nécessaires à la fusion de certains éléments réfractaires. Ainsi, environ 3 000 ans avant notre ère, les Égyptiens ont fabriqué des instruments à base de fer par des techniques s'apparentant étroitement à la métallurgie des poudres. Toutefois, les premières expériences rationnelles qui ont jeté les bases de ce que l'on désigne actuellement par ce vocable datent du début du XIX[e] siècle (platine malléable préparée en 1809 par Wollaston à partir de poudre), puis du début du XX[e] siècle (brevet de Coolidge, en 1909, relatif à la fabrication de filaments de lampes à base de tungstène ou de molybdène). Par la suite, durant la Première Guerre mondiale et dans les années ultérieures, la métallurgie des poudres a poursuivi son développement dans le domaine des catalyseurs à base de poudre de nickel, des coussinets poreux imprégnés à l'huile, des filières, outils de tours, métaux lourds. Entre 1930 et 1940, de nouvelles voies ont été explorées visant la fabrication des coussinets denses, des balais de moteurs électriques, de certains aimants, de contacts électriques améliorés, de pièces mécaniques pour l'automobile.

Durant la Seconde Guerre mondiale et depuis, les applications de la métallurgie des poudres se sont tellement étendues et diversifiées qu'il est impossible d'en dresser ici une liste exhaustive. Il est cependant bien clair qu'elle ne saurait d'aucune façon se substituer intégralement à la métallurgie traditionnelle en ce qui concerne l'obtention des demi-produits façonnés en général, ainsi que des grosses pièces destinées à la mécanique lourde.

Mettre en œuvre la métallurgie des poudres consiste d'abord à disposer de matériaux sous forme pulvérulente, ensuite à agglomérer ces poudres, enfin à réaliser par traitement thermique une liaison cohérente entre les particules élémentaires, de façon à conférer au produit final obtenu des caractéristiques convenables.

Le terme de **frittage** désigne l'ensemble des processus physico-chimiques qui se développent au cours de cette opération thermique; de façon schématique, on définit deux types de frittages : le premier est désigné par le vocable de *frittage à l'état solide* (éventuellement opéré sous charge) parce qu'il s'effectue à température telle qu'aucun des constituants en présence n'est porté à fusion; le second, connu sous le nom de *frittage en phase liquide,* intervient lorsque les agglomérés résultent du

pressage d'un mélange de poudres différentes dont les températures de fusion sont relativement éloignées : la température de frittage est alors choisie de sorte que le constituant à plus bas point de fusion soit porté à l'état liquide et baigne la phase solide résiduelle pendant tout ou partie de la durée de l'opération.

Élaboration des poudres

Différentes techniques peuvent être mises en œuvre pour obtenir des poudres utilisables dans le contexte de la métallurgie des poudres. En effet, pour que le frittage ultérieur s'opère convenablement, les poudres doivent satisfaire à certaines conditions : faible taille des particules, morphologie adaptée des granules, degré de pureté, état de surface. Ces différentes techniques peuvent être regroupées en quatre types principaux : méthodes mécaniques, chimiques, électrolytiques et atomisation.

Méthodes mécaniques

Elles concernent principalement les matériaux à caractère métallique, ni trop durs ni trop ductiles, et font intervenir des *processus d'abrasion et de choc* par grattage, limage, broyage, martelage, friction, etc. Les appareils utilisés sont essentiellement des concasseurs ou broyeurs à mâchoires, à marteaux, à billes, à disques abrasifs : ces appareils conviennent en particulier pour les matières premières fragiles (matériaux non alliés : Mn, Sb, Bi, Cr, Co, ou alliages : Fe-Al, Al-Mg, Ni-Al, Fe-Cr, Fe-Si).

Dans le cas de matières premières plus ductiles, on emploie généralement des broyeurs à hélice (Fe-Cu-Al-Ag-Fe-Ni) ou à tambours hérissés de pointes en acier (Mg par exemple). Ces méthodes mécaniques sont également utilisées pour fragmenter les dépôts cathodiques ou désagréger les agglomérats constituant les poudres obtenues sous forme d'éponge. Cette *attrition* ou pulvérisation de matériau s'opère le plus souvent soit sous atmosphère protectrice (les poudres obtenues pouvant être pyrophoriques), soit en condition humide, soit encore en milieu spécial — permettant d'agir sur certaines caractéristiques du matériau à traiter (par exemple avec des additions de kérosène, cyclohexanol, méthanol, alcool isoamylique).

Méthodes chimiques

Différents types de processus physico-chimiques peuvent être considérés pour préparer des poudres (métalliques ou non).

Réduction des oxydes par une phase gazeuse ou un métal; les procédés développés reposent sur la variation d'enthalpie libre associée à la réaction, qui peut être déduite des données thermodynamiques ou de diagrammes classiques (diagramme d'Ellingham par exemple). Les principaux réducteurs gazeux utilisés sont l'hydrogène, le monoxyde de carbone, le gaz naturel cracké, l'ammoniac cracké; les oxydes qui peuvent relever de réactions de ce type sont ceux de fer, cuivre, nickel, cobalt, molybdène, tungstène; dans le cas où l'obtention de poudres très fines est souhaitée, il est préférable de réduire des formiates ou des oxalates (Fe, Ni, Co par exemple). Les deux réducteurs métalliques les plus employés sont le magnésium et le calcium : ils peuvent être en particulier utilisés pour réduire les oxydes Cr_2O_3, ZrO_2, ThO_2, UO_2 et élaborer les poudres métalliques correspondantes.

On peut signaler — à titre de remarque — que la réduction peut ne pas conduire nécessairement au métal mais à un oxyde moins riche en oxygène : ainsi, la réduction des oxydes UO_3 ou U_3O_8 par l'hydrogène se limite à l'obtention de la poudre d'UO_2 nécessaire à l'élaboration de certains combustibles nucléaires.

Précipitation de cuivre, de nickel ou de cobalt à partir de solutions des sulfates correspondants, par barbotage d'hydrogène; de même, il est possible de précipiter du zirconium ou du béryllium — à partir de certains de leurs sels fondus ($ZrCl_4$, $BeFe_2$ ou ThF_4) — en faisant réagir du magnésium ou du calcium métallique. Par ailleurs, les halogénures gazeux de métaux très réactifs vis-à-vis de l'oxygène et de l'azote peuvent être convertis en poudre par réaction avec du magnésium fondu : il s'agit là du procédé Kroll applicable à l'élaboration de poudres de titane, zirconium, hafnium, vanadium. Enfin, diverses poudres de composés réfractaires sont communément préparées par précipitation (à l'aide d'ammoniaque) de solutions aqueuses d'oxydes hydratés ou d'hydroxydes; les gels obtenus sont ensuite calcinés et convertis en poudres cristallisées (d'alumine ou de zircone, par exemple).

Décomposition de composés carbonyles. Par réaction sous haute pression ($\simeq$ 150 atm) de CO avec Fe ou Ni, on forme Fe $(CO)_5$ ou Ni $(CO)_4$ qui sont ensuite condensés sous forme liquide à 20 °C; les points d'ébullition de ces composés sont bas (respectivement 103 et 43 °C) : par suite, un simple chauffage entraîne leur dissociation en CO recyclé et en poudre métallique de forme quasi sphérique.

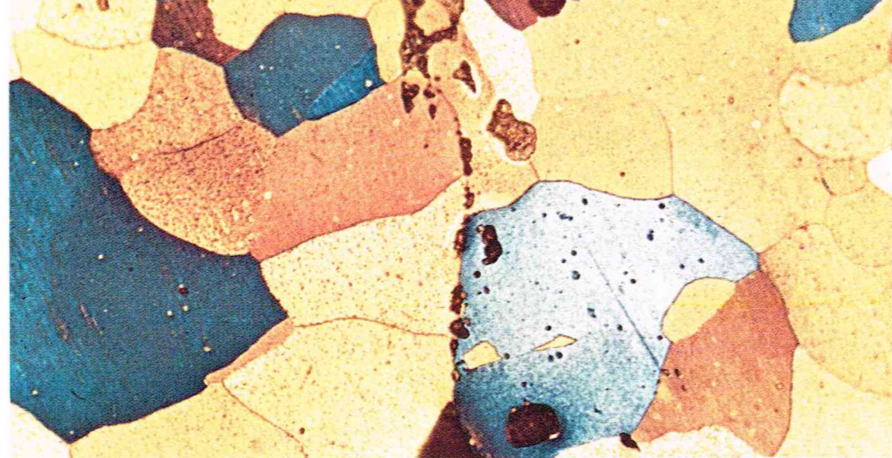
Réaction de poudres métalliques avec du graphite, du bore, du silicium, de l'azote (ou de l'ammoniac cracké), dans le dessein de préparer des poudres de carbures (WC, Mo_2C, TiC, TaC), de borures, siliciures, nitrures, etc.

Méthodes électrolytiques

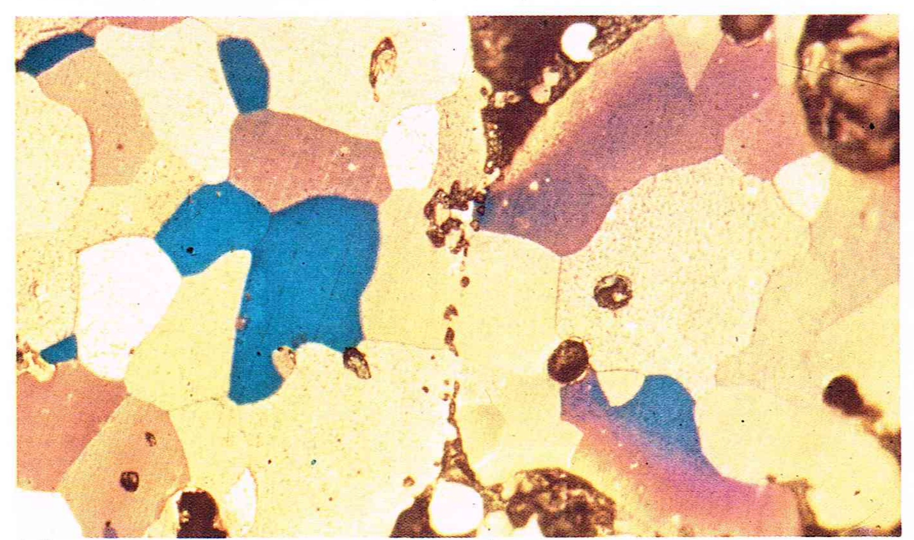
Pour l'essentiel, on procède par électrolyse de solutions aqueuses; dans ce cas, le dépôt cathodique est favorisé par l'emploi de fortes densités de courant ($\simeq$ 9 A/dm^2), de faibles concentrations, d'une certaine acidité du bain, d'une température basse, et en évitant toute agitation. Par cette technique, on élabore couramment des poudres de Cu, Fe, Zn, Sn, Ni.

Divers types de cathodes peuvent être employés selon que le dépôt doit ensuite être gratté ou doit se séparer spontanément sous forme d'éponge (barreaux de cuivre, plaques d'aluminium, de niobium, de molybdène ou de tungstène, tubes en laiton nickelé). Lorsque les solutions aqueuses ne sont pas utilisables, on peut opérer à partir de sels fondus ($TiCl_4$, K_3MoCl_6, KUF_5, K_2ZrF_6), dispersés dans un électrolyte composé d'un mélange d'halogénures fondus (KCl, NaCl, $CaCl_2$, LiCl). De cette façon, on peut disposer de poudre de Ti, Zr, W, Mo, Be, Th, U, Nb : une telle technique est connue sous le vocable d'*électrolyse ignée*.

Un autre cas particulier peut être également signalé, qui consiste à utiliser une cathode de mercure; en effet, de nombreux métaux sont très peu solubles dans

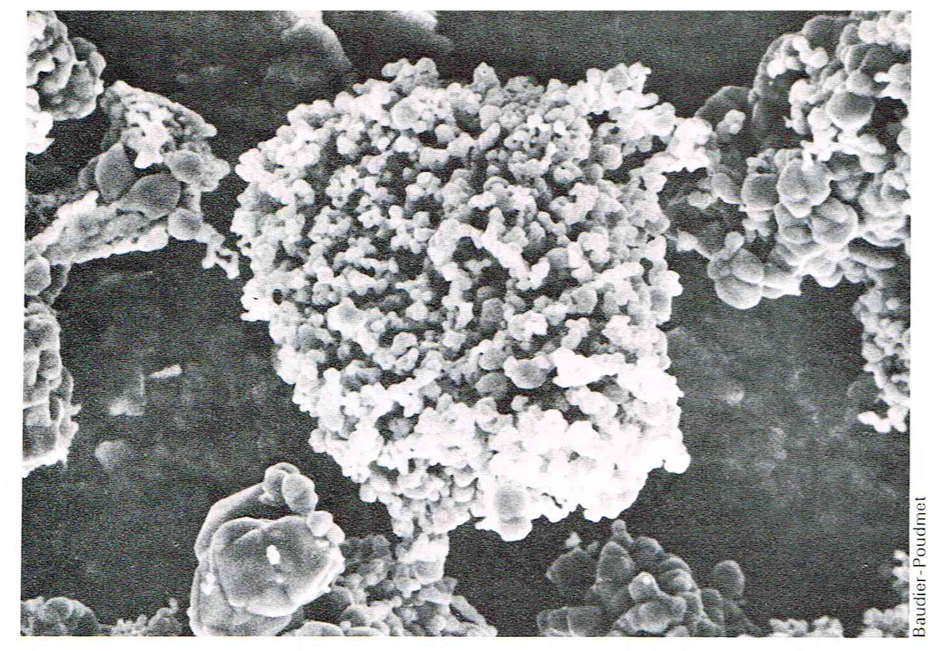


G. Cizeron - Lab. de structure des matériaux métalliques - Orsay



G. Cizeron - Lab. de structure des matériaux métalliques - Orsay

▲ *Fritté de fer élaboré à partir de poudre atomisée ; en haut, contact entre particules sans soudure (les joints de grains ne franchissent pas l'interface entre granules) ; en bas, soudure entre particules ; un joint de grain franchit sans discontinuité l'interface séparant primitivement les granules.*



Baudier-Poudmet

▲ *Poudre de cobalt obtenue par réduction.*

cet élément et sont donc facilement mouillés, puis dispersés à la surface d'une telle cathode : le procédé s'applique à la préparation de poudres de fer, nickel, cobalt, manganèse.

Atomisation

La cohésion d'un matériau métallique est fortement réduite dans l'état liquide, ce qui facilite sa désintégration sous l'action d'un jet énergique d'eau ou de gaz (air, azote, argon, hélium). Diverses dispositions peuvent être utilisées : pulvérisation verticale ou horizontale, effet de centrifugation après chute sur disques tournants. Par effet de tension superficielle, les gouttelettes résultant de la fragmentation du jet liquide prennent généralement une forme sphérique avant de se solidifier ; une des difficultés du procédé est de maîtriser la granulométrie des poudres obtenues — dont l'éventail est souvent important ; de même, les granules peuvent parfois présenter des cavités internes nuisibles pour l'emploi ultérieur. Pratiquement, n'importe quelle nature de poudre métallique peut être préparée par cette technique ; les applications les plus répandues concernent toutefois les poudres d'aluminium, de cuivre, d'étain, de fer et surtout de certains alliages classiques élaborés à partir de ces éléments (laitons, bronzes, aciers les plus divers).

Les méthodes précédemment évoquées ne sont pas exclusives, et d'autres techniques de moindre intérêt industriel peuvent aussi être mises en œuvre, telles la distillation suivie de condensation (Zn et Cd), la dissociation d'hydrures sous basse pression (U).

Les poudres obtenues sont conventionnellement caractérisées par un certain nombre de paramètres physico-chimiques.

Masse volumique avant ou après tassement (masse volumique apparente) ; ainsi, suivant le mode d'élaboration, le fer pulvérulent présente les valeurs réunies au *tableau* I.

Analyse granulométrique : traduite par les courbes de distribution en taille (s'échelonnant de 0,1 à 400 μm). Ces courbes sont établies à partir de mesures impliquant une séparation, par tamis ($60 < \varnothing < 200$ μm), par élutriation ($5 < \varnothing < 100$ μm), par sédimentation ($1 < \varnothing < 100$ μm), un décompte soit par microscopie optique ($0,3 < \varnothing < 100$ μm), soit par microscopie électronique ($5 \cdot 10^{-3} < \varnothing < 1$ μm), ou une mesure de la surface totale effective des granules de poudre (adsorptiométrie : $\varnothing < 10$ μm).

Morphologie des granules : paillettes, soucoupes (broyage), sphérules (poudres atomisées, ex-carbonyle), dendritique (poudres électrolytiques), éponge, aiguilles.

Facteur d'écoulement, évalué à partir de la quantité de poudre susceptible de passer dans un temps donné au travers d'un orifice calibré ; ce facteur, assez empirique, est pour autant d'une grande importance pour prévoir les cadences de travail des presses mécaniques.

Compressibilité, qui permet d'estimer l'aptitude à la mise en forme (stabilité ou friabilité des arêtes) ainsi que la détermination de l' « indice de compression » (valeur du quotient de la masse volumique d'agglomérés mis en forme sous une pression donnée, rapportée à la masse volumique du matériau à l'état massif). A titre d'exemple, dans le cas d'une poudre d'argent élaborée par réduction de l'oxyde, les masses volumiques mesurées après compression sous 2, 4, 6 t/cm² (ou 200, 400, 600 MPa) sont respectivement de 7,2, 8,6, 9,1 g · cm⁻³ ; les indices de compression valent donc dans ces trois cas : 68,5, 82,5, 86,7 (la masse volumique théorique de ce métal étant de 10,5 g/cm⁻³).

Pureté chimique : les principales impuretés contenues dans les poudres, et répertoriées dans leur analyse chimique classique, sont l'oxygène (présent soit sous forme d'un film adsorbé en surface, soit comme constituant d'inclusions, soit en solution dans la matrice), le carbone (présent à l'état libre sous forme de graphite, en solution solide, ou encore en tant que carbure), le fer (poudres obtenues par broyage), le silicium (combiné sous forme de silice, qui entraîne des risques d'abrasion de la surface des outillages de compression), le soufre (susceptible de libérer ultérieurement du SO_2 ou du SH_2, provoquant des gonflements parasites au sein des agglomérés).

Mise en forme des poudres

Le simple *tassement* des poudres dans une matrice ou dans un moule, même avec application de vibrations, ne conduit qu'à un empilement imparfait des granules constituants et laisse persister une porosité plus ou moins notable. Par suite, pour réduire la porosité initiale des amas de poudre et surtout augmenter le nombre ainsi que les dimensions des surfaces de contact, il est nécessaire de procéder à une mise en forme par *compression*. A la faveur de cette opération, la cohésion de l'édifice pulvérulent se trouve aussi très notablement renforcée ; cela résulte de la superposition de différents phénomènes tels que l'adhésion, l'imbrication, le feutrage, la déformation plastique des particules.

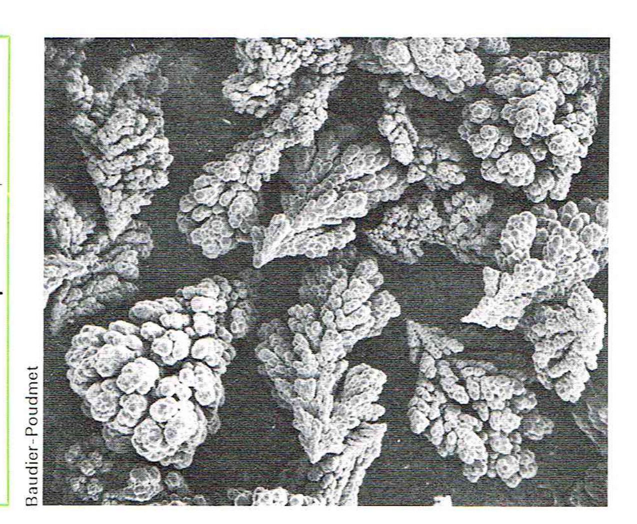
Le rapprochement intime de deux surfaces entraîne l'apparition de forces du type Van der Waals (inversement

▼ *Tableau I : masse volumique apparente du fer pulvérulent (avant et après tassement) et valeur théorique. A droite, poudre d'acier inoxydable du type dendritique.*

Tableau I

Masse volumique apparente du fer pulvérulent (avant et après tassement) et valeur théorique

Technique utilisée	Masse volumique (en g/cm³) avant tassement	Masse volumique (en g/cm³) après tassement	Valeur théorique (en g/cm³)
Carbonyle	3,45	4,50	7,86
Électrolytique	2,70	4,20	
Réduction	2,20	3,20	
Broyage	2,40	3,00	



Baudier-Poudmet

proportionnelles à la quatrième puissance de leur interdistance), qui sont responsables de l'attraction maintenant accolées les surfaces en contact : sauf cas très particuliers, il ne s'agit pas d'une soudure, mais seulement d'un accolement. Schématiquement, sur la base du formalisme de Hertz, le rayon *a* de l'aire de contact développée en appliquant une force F entre deux particules sphériques lisses de rayon *r* et de module d'Young égal à E, vaut :

$$a = K \left(\frac{F \cdot r}{E} \right)^{1/3}$$

Tant que la force appliquée ne crée, dans l'aire de contact, qu'une contrainte inférieure à la limite d'élasticité du matériau, la déformation demeure évidemment élastique ; au-delà de cette valeur de la pression *p* exercée sur l'aire de contact, la déformation devient localement plastique ; elle s'étend à la zone avoisinante dès que *p* excède le triple de la limite d'élasticité : dès lors, il y a écrasement notable des particules, et il devient possible de réduire la porosité au sein des agglomérés.

Dans la pratique, les phénomènes sont plus complexes, du fait que la surface des particules est hérissée d'aspérités qui gênent la formation de contacts parfaits, et surtout en raison de la présence inévitable de films à la surface des granules : oxydes, sulfures ou gaz adsorbés (vapeur d'eau, parfois anhydride carbonique), voire souillures diverses. En particulier, un des rôles essentiels exercé par la pression est de rompre les films d'oxyde, et donc de créer des surfaces fraîches permettant l'adhésion. On comprend intuitivement que l'augmentation de la pression appliquée doit se traduire par un accroissement de la densité de l'aggloméré ; la variation de cette caractéristique devient d'autant plus faible que la pression appliquée est élevée : ainsi, une poudre de cuivre dont les particules ont un diamètre moyen de 2 μm conduisent à des agglomérés dont la densité croît de 8,5 à 8,7 quand la pression utilisée passe de 1 500 mégapascals à 3 000 MPa (densité du cuivre massif : 8,94) ; cet exemple montre par ailleurs qu'à la limite, on ne peut dépasser une densité à l'état comprimé (densité « à vert ») de l'ordre de 96 % de la densité théorique. Dans la pratique, le risque d'usure intense des outillages conduit à limiter habituellement les pressions utilisées à des valeurs comprises entre 500 et 1 000 MPa.

L'efficacité de la compression dépend en outre de nombreux facteurs : forme des particules, distribution granulométrique, adjonction d'un lubrifiant, caractéristiques mécaniques de l'élément constituant la poudre. En particulier, l'expérience a clairement montré que le fait d'utiliser des poudres constituées d'un *mélange* de deux ou trois classes de granules de dimensions relatives appropriées permettait d'améliorer très sensiblement la densité des comprimés obtenus après compression sous une pression moyenne (600 MPa). Dans ces conditions, une formulation simple (qui résulte des travaux de Torre-Shapiro et Voce) permet d'estimer la densité relative D conférée à une poudre de densité relative initiale D_0 sous une pression *p*, soit :

$$\frac{1 - D}{1 - D_0} = \exp(- K \cdot p)$$

(K étant une constante liée à la nature du matériau considéré).

La densité des agglomérés n'est en réalité pas toujours homogène, et elle dépend du mode d'application de la pression — compression unilatérale ou bilatérale, compression isostatique — entraînant des distributions plus ou moins symétriques des contraintes exercées. Dans la pratique, il est courant de mettre en œuvre une compression bilatérale, ce qui n'évite pas, pour autant, l'existence de zones de moindre densité, au voisinage des faces terminales et de la section médiane des agglomérés (les variations relatives de densité entre de telles zones et le reste de l'échantillon étant de l'ordre de 5 à 10 %). Ce fait conduit à limiter le rapport hauteur/diamètre à des valeurs de l'ordre de l'unité ; ce comportement est en particulier lié au frottement qui se produit au contact des parois de la matrice. On peut y remédier de diverses façons, entre autres en supportant les matrices par des dispositifs munis de ressorts et en incorporant des lubrifiants à la poudre.

Parallèlement, des poudres de médiocre compressibilité doivent être préalablement mélangées avec un *liant ;* un choix judicieux des adjuvants permet dans certains cas de cumuler les effets de liant et de lubrifiant. Les principaux produits utilisés à cette fin sont des stéarates (Zn, Ca, Mg, Al, Pb, Li), du camphre, de la paraffine, de la glycérine, des acides organiques (benzoïque, salicylique), du bisulfure de molybdène ; dans le cas des poudres de carbure, on emploie également de simples solvants (acétone, éther, alcool, benzène, tétrachlorure de carbone). Ces adjuvants ne sont ajoutés qu'en quantité limitée (< 1 %) et doivent être éliminés pendant le traitement thermique ultérieur, sous peine de contaminer le produit fritté final.

Les *hauteurs de remplissage* des matrices avant compression sont en général de deux à six fois supérieures à celles des agglomérés que l'on cherche à obtenir. A l'éjection des comprimés, une certaine relaxation se produit, qui se traduit par des variations dimensionnelles de l'ordre de 0,2 % sur le diamètre et de 0,4 % sur la hauteur des comprimés.

La *compression bilatérale* s'opère classiquement dans des outillages (poinçons, matrices) en acier spécial traité ou en carbures, montés sur des presses mécaniques ou hydrauliques. La *compression isostatique* est réalisée en enfermant de la poudre dans des conteneurs élastiques (caoutchouc, plastiques), eux-mêmes placés au sein d'enceintes remplies d'un fluide transmetteur permettant d'appliquer une pression hydrostatique sur les parois du conteneur. Dans certains cas, il est avantageux de réaliser la *compression à chaud,* à l'aide de dispositifs appropriés (outillages spéciaux chauffés par un système adéquat) ; en fait, comme il se produit simultanément un frittage de l'échantillon (ou de la pièce) ainsi élaboré, ce type de mise en œuvre sera considéré ultérieurement plus en détail.

En dehors de ces modes très classiques de mise en forme, il est utile d'évoquer brièvement certaines techniques utilisées pour résoudre des cas particuliers. Ainsi l'élaboration de filtres peut être réalisée en faisant *vibrer* des poudres versées dans des moules et en chauffant ensuite l'ensemble pour développer la cohésion nécessaire ; ces moules doivent être en acier spécial au chrome permettant, d'une part, de supporter le traitement thermique sans se dégrader, d'autre part, d'éviter — grâce à la mince couche d'oxyde de chrome formée en surface — que le produit fritté n'adhère au moule. On fabrique de la sorte des filtres de différentes formes (disques, tubes, cônes), principalement en laiton, en bronze, en Monel ou en acier inoxydable.

D'autres techniques, dites de *coulage*, sont aussi fréquemment utilisées pour fabriquer des pièces de forme relativement simple et de dimensions le plus souvent assez importantes : on conçoit en effet que, dans de tels cas, il serait prohibitif de réaliser des outillages trop volumineux, et surtout peu aisé de disposer de presses de puissance suffisante. Il s'agit en particulier de la technique de *Slurry Casting*, consistant à mélanger une poudre avec un liant liquide de façon à réaliser une sorte de pâte ou de crème, qui est désaérée avant d'être admise dans un


Baudier-Poudmet

▲ ***Poste d'atomisation à l'eau.***

▼ ***Disque élaboré par pressage isostatique à chaud de poudres préalliées en alliage type IN 100 (Aciéries d'Imphy).***



Creusot-Loire

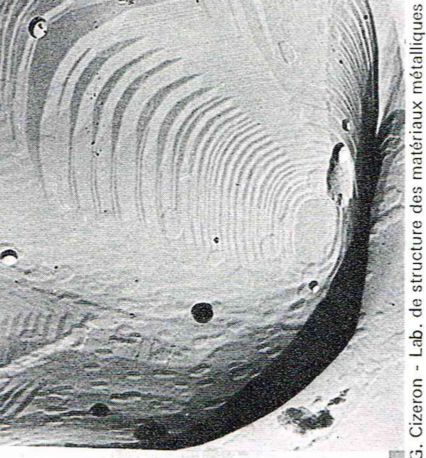


Société Metafram

▲ *Filtres en bronze fritté.*

▼ *Ci-dessous, fracture intergranulaire d'un fritté de fer traité 3 heures à 870 °C, sous hydrogène : intérieur d'un pore ; réplique observée en microscopie électronique (× 20 000). En bas : fracture transgranulaire d'un fritté de fer traité 18 heures à 870 °C, puis 6 heures à 930 °C ; réplique examinée en microscopie électronique (× 10 000).*

G. Cizeron - Lab. de structure des matériaux métalliques - Orsay



G. Cizeron - Lab. de structure des matériaux métalliques - Orsay



moule par injection ou par aspiration (avec éventuellement vibration concomitante) ; après remplissage, le moule est refroidi à — 40 °C, la pièce est extraite, pour être frittée dans un four classique.

Une autre technique, dite du *Slip Casting*, consiste à réaliser une suspension de fines particules de la poudre (< 5 μm) dans un milieu adéquat de faible viscosité, par exemple eau + amidon et antifloculant ; cette préparation est versée dans un moule en plâtre reproduisant en creux la forme de la pièce recherchée ; le plâtre absorbe la majeure partie du liquide constituant le milieu dispersant de la solution. Après séchage, la pièce ainsi mise en forme est démoulée par simple renversement, puis frittée. Des techniques de ce genre sont couramment appliquées pour fabriquer des creusets, barquettes, tubes en molybdène, bisiliciure de molybdène, alumine, carbures de titane ou de silicium, borure de zirconium, etc.

Frittage des produits préalablement mis en forme

Le terme de frittage désigne l'opération thermique qui a pour but d'augmenter la résistance mécanique des produits comprimés ou simplement agglomérés par les techniques précédemment décrites. Dans ce contexte, trois processus interviennent conjointement : soudure effective entre les particules de poudre, recristallisation avec — éventuellement — grossissement du grain, élimination plus ou moins notable de la porosité permettant au produit d'acquérir une densité proche de la valeur théorique.

Frittage en système monophasé solide

En premier lieu, il est plus simple et plus logique de considérer les différents phénomènes qui interviennent dans le cas du frittage naturel (c'est-à-dire sans pression exercée durant le traitement thermique), et en système monophasé solide (c'est-à-dire quand le seul phénomène perturbateur ne peut résulter que d'une allotropie — changement de symétrie cristalline — ou d'une transformation invariante ; par exemple : réaction eutectoïde ou péritectoïde).

Aux basses températures (< 300 °C en général), se développent principalement les processus suivants : résorption des contraintes internes résultant de la compression, élimination des liants et lubrifiants, réduction des oxydes et diminution du taux des impuretés (C, S, P). Aux températures intermédiaires (en général 400 < θ < 1 000 °C) débute le frittage proprement dit (température seuil de frittage définie par Tammann, ou température d'adhérence de Dawihl) ; le frittage se traduit par un retrait s'accusant d'autant plus que la température croît en s'accompagnant d'une notable diminution de la porosité ; dans ce même intervalle de températures, le matériau est généralement le siège d'une recristallisation et d'un grossissement de grain assez limité. Enfin, aux températures supérieures, et surtout durant les maintiens isothermes qui sont pratiqués à ces températures, la porosité continue de décroître, cette fois plus progressivement, tandis que l'on peut parfois observer un grossissement de grain notable (lequel n'est généralement pas recherché sur le plan de l'utilisation). Il est évident que ce schéma est volontairement simplifié et doit être ajusté en fonction de la température de fusion du matériau considéré, sa pureté (oxydes non réductibles en particulier), la morphologie des poudres mises en œuvre, la dimension moyenne des granules constituants, la pression de mise en forme utilisée.

Il est très important de maîtriser les phénomènes qui interviennent au début du traitement, avant même que le frittage proprement dit ait débuté ; de fait, une mauvaise élimination des liants peut conduire, non seulement à une pollution préjudiciable du produit final, mais encore au maintien d'une porosité excessive qui ne pourra être résorbée pendant le frittage. De même, une trop forte pression de mise en forme peut conduire à un fritté de moindre densité que celle observée avec un comprimé préalablement obtenu sous une pression plus faible ; ce fait est à relier à la persistance de gaz demeurant occlus : ces gaz proviennent, soit des enveloppes de gaz adsorbés à la surface des particules (de l'ordre de 10 à 25 mg d'air pour 100 g de poudre de fer, par exemple), soit des gaz dissous au sein des granules (de l'ordre de 2 à 10 cm³ par 100 g de poudre de cuivre, par exemple).

Les températures usuelles de maintien isotherme, dites **températures de frittage**, sont généralement comprises entre 0,6 et 0,8 fois la température de fusion du matériau à fritter ; elles varient donc très notablement selon la nature de ce matériau : ainsi, elles sont de l'ordre de 600 à 800 °C dans le cas des bronzes, de 900 à 1 300 °C dans le cas des alliages ferreux, de 1 400 à 1 600 °C pour ce qui est des carbures, de l'ordre de 1 700 à 1 800 °C pour l'alumine et de nombreux composés réfractaires, tandis qu'elles peuvent largement dépasser 2 000 °C dans le cas du frittage de métaux tels que le molybdène, le tantale ou le tungstène.

Selon le domaine de températures à atteindre, les **fours industriels** sont de différents types : fours à résistance électrique (Ni-Cr ou Fe-Cr-Al) jusqu'à 1 150 °C environ, fours à éléments chauffants en CSi entre 1 200 et 1 350 °C, fours à résistance de molybdène (sous atmosphère réductrice ou neutre) entre 1 300 et 1 600 °C, fours à éléments chauffants de tungstène, tantale, niobium, graphite ou fours à haute fréquence pour les températures supérieures à 1 700 °C (fonctionnant dans ce cas généralement sous vide). Compte tenu de la difficulté de réaliser des éléments mobiles aux très hautes températures, les fours destinés à cet usage sont généralement des fours « cloche » à fonctionnement discontinu ; par contre, aux températures inférieures à 1 150 °C, il est fréquent d'utiliser des fours continus à passage, comportant des convoyeurs à chaînes ou à rouleaux, qui sont du type multizone (préchauffage, traitement, recuit, refroidissement).

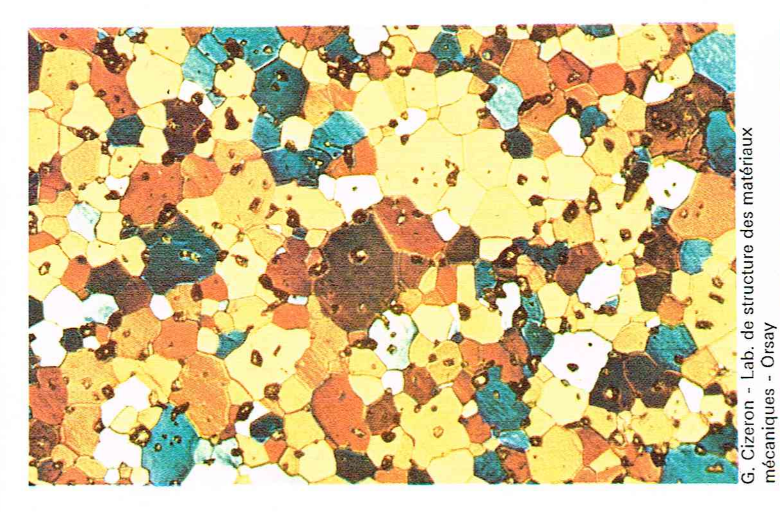
Mis à part le vide (type d'atmosphère qui n'est généralement retenu que dans le cas des frittages à très haute température) ou les gaz rares (argon, hélium) [relativement peu employés en raison de leur coût], les principales **atmosphères protectrices** mises en œuvre sont : l'hydrogène, l'ammoniac cracké, le gaz de ville ou le gaz naturel, certains hydrocarbures crackés (CH_4, C_3H_8), de sorte qu'ils conduisent à un mélange essentiellement formé de (H_2 + CO).

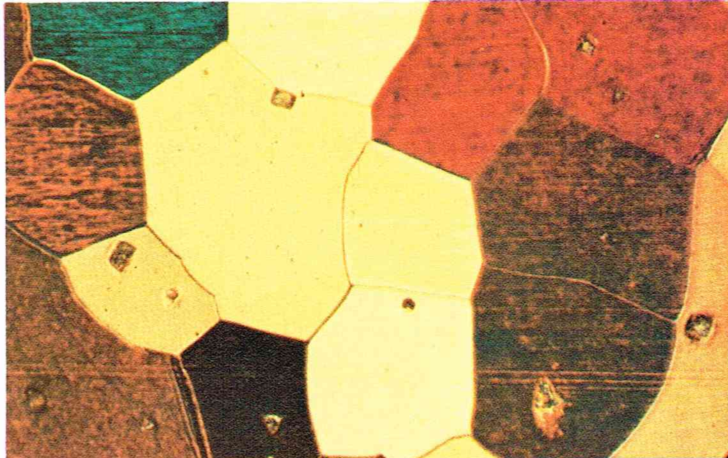
Les **durées de frittage** sont limitées aux temps minimaux nécessaires pour réduire les coûts de production, tout en permettant d'atteindre des densités aussi proches que possible de la densité théorique. Elles sont cependant très variables selon les matériaux : dans le cas des coussinets poreux, elles sont généralement de l'ordre de 15 mn ; les métaux réfractaires sont frittés en 30 mn environ ; en revanche, les alliages durs, les aimants et les céramiques doivent être traités durant une à plusieurs heures.

Au fur et à mesure que la densification progresse, la **porosité globale** diminue ; en fait, cette porosité est la somme de deux composantes : porosité ouverte (pores interconnectés entre eux ou reliés aux surfaces libres) et porosité fermée (pores isolés et indépendants de leurs voisins). Après compression (par exemple sous 500 MPa), la porosité totale est de l'ordre de 30 %, tandis que la porosité fermée n'est que de 2 % environ ; lorsque la porosité totale est devenue de l'ordre de 9 %, les pourcentages des deux types de porosités sont équivalents ; enfin, lorsque la porosité totale est sensiblement de 6 %, on peut pratiquement considérer qu'il ne s'agit que de pores isolés, et il est très difficile d'éliminer cette porosité résiduelle.

Les **propriétés physiques ou mécaniques** des matériaux frittés dépendent directement de la densité conférée au terme du traitement thermique : quand cette dernière est suffisamment proche de la valeur théorique, on constate que les frittés ont des caractéristiques similaires à celles des mêmes matériaux élaborés par métallurgie traditionnelle (fonderie, suivie de transformation et de recuit). Il est toutefois nécessaire de signaler que les propriétés mécaniques usuelles sont le plus souvent mesurées à partir d'éprouvettes de forme spéciale, directement frittées et non usinées après traitement.

En dehors de ce cas particulièrement simple du frittage en système monophasé solide, il existe diverses autres possibilités d'opérer auxquelles il peut être fait appel — ce qui accroît très sensiblement l'intérêt des techniques de frittage.





G. Cizeron - Lab. de structure des matériaux mécaniques - Orsay

▲ ***Fritté de fer élaboré à partir de poudre ex-carbonyle : à gauche, traité 10 heures à 800 °C (fin du premier stade du frittage) ; à droite, traité 100 heures à 880 °C : le deuxième stade est largement atteint, ainsi qu'en témoigne le grossissement du grain et la faible porosité résiduelle.***

Frittage en système polyphasé solide

Dans ce cas, au minimum deux poudres d'espèce différente sont préalablement mélangées de façon intime avant compression et frittage. Si les divers constituants du système n'interdiffusent pas, ou très peu ($W\text{-}ThO_2$, W-Cu, W-Ag, Fe-Ag, Mo-Ag), le retrait observé pour une concentration donnée du mélange sera inférieur à celui que prévoirait la règle simple des mélanges; on peut approximativement l'évaluer (dans le cas d'un mélange binaire A-B) à partir d'une équation du type :

$$R = R_A C_A^2 + R_B C_B^2 + 2\ R_{AB} C_A C_B$$

avec : R_A et R_B retraits respectifs des éléments A et B purs;
R_{AB} retrait associé aux particules A et B en contact ($R_{AB} \simeq 0$) ;
C_A, C_B proportions volumiques des constituants A et B.

Si les divers constituants du système peuvent interdiffuser de façon plus ou moins notable, des solutions solides ou des composés intermétalliques peuvent se former : le frittage constitue donc un moyen d'élaborer des alliages sans passer par l'état liquide, et ce dans des temps tout à fait acceptables, du fait de l'extrême dissémination des constituants au début du traitement thermique.

L'équation précédente montre qu'en l'absence de tout autre phénomène, et du fait que le terme R_{AB} devient important, on pourra cette fois observer (pour une concentration donnée du mélange) un retrait supérieur à celui que prévoirait la règle simple des mélanges. En fait, deux phénomènes modifient plus ou moins notablement ce comportement de base; d'une part, lorsqu'ils sont susceptibles de se former, certains composés intermétalliques se développent en provoquant un gonflement ou une contraction parasite (c'est le cas, par exemple, du composé Fe_7W_6 dans le cas des mélanges Fe + W) ; d'autre part, lorsque les mobilités des atomes en présence sont sensiblement différentes, il se produit un effet du type Smigelskas-Kirkendall, qui a pour conséquence de provoquer à la fois un gonflement perturbateur et le développement d'une porosité dite secondaire (par condensation des lacunes excédentaires sous forme de cavités, distinctes des pores résultant de la compression des poudres [porosité primaire]). De nombreux cas de ce type ont été observés (Cu-Au, Cu-Zn, Cu-Ni, Fe-Ge, Fe-Ni) ; il est alors nécessaire de compliquer le cycle de frittage ou d'utiliser des poudres préalliées (obtenues par broyage ou atomisation de l'alliage visé) pour minimiser ou éliminer ces effets perturbateurs.

Frittage en phase liquide

Il s'agit là d'un frittage en système polyphasé au cours duquel apparaît, de façon transitoire ou durable, une phase liquide (le reste du comprimé demeurant pour autant à l'état solide et constituant un squelette maintenant la cohésion de l'ensemble). L'aggloméré de départ est donc un mélange d'une poudre à haut point de fusion et d'assez fine granulométrie, avec une poudre à plus bas point de fusion et de granulométrie quelconque.

De nombreux phénomènes interviennent alors : mouillage du squelette solide par la phase liquide, remplissage des pores par cette phase, réarrangement des particules demeurées solides, diffusion en phase liquide, processus de dissolution locale suivie de reprécipitation en d'autres endroits, soudure entre particules de la phase solide indépendamment de la phase liquide et croissance de la taille moyenne du grain final, entre autres.

La structure des frittés ainsi élaborés est généralement constituée de grains plus ou moins sphéroïdaux ou prismatiques, cimentés par une seconde phase qui correspond au liquide solidifié au cours du refroidissement. Le frittage en phase liquide présente certains avantages : durée de l'opération en général plus courte, pression moindre de mise en forme préalable des agglomérés, possibilité de réaliser des pièces de grandes dimensions, réduction de la porosité globale à une valeur pratiquement nulle. Un exemple classique de cette technique trouve son application dans le cas des alliages du type WC-Co.

Frittage sous charge

Dans ce cas, les deux étapes précédemment décrites (compression et frittage) sont réunies en une seule opération. Il est donc nécessaire de disposer d'un appareillage spécial consistant en un four dans l'axe duquel se trouvent placés une matrice et des poinçons raccordés mécaniquement aux éléments mobiles d'une presse. Pour minimiser les risques d'oxydation, l'outillage se trouve à l'intérieur d'une enceinte dans laquelle règne une atmosphère protectrice ou le vide. L'ensemble matrice-poinçons est généralement en graphite ou en carbures; un système de chauffage par effet Joule peut également être utilisé pour élever la température de l'échantillon durant l'opération. Les pressions mises en œuvre peuvent varier de 8 à 30 MPa, selon que la température à laquelle les pièces sont conjointement portées est respectivement supérieure ou égale à 1 400 °C, ou inférieure à 1 300 °C.

Cette technique est par exemple employée pour élaborer des alliages durs du type WC-Co, des combustibles nucléaires type monocarbure d'uranium, des coussinets massifs, des alliages diamantés. Son avantage principal est que la densité finale atteinte est pratiquement égale à la densité théorique, ce qui confère au matériau des propriétés mécaniques supérieures à celles qui ont été obtenues par frittage naturel; de même, la précision sur les cotes est bien meilleure. L'inconvénient majeur est le coût plus élevé de l'opération.

Forgeage à chaud

Le but poursuivi est similaire au but évoqué ci-avant, seule la façon d'y parvenir diffère. Le procédé consiste en effet à réaliser une ébauche, en comprimant à 20 °C (sous 300 à 400 MPa) le matériau pulvérulent, puis en le préfrittant durant 30 mn ou 1 h à 1 100 °C environ. Ce fritté naturel est ensuite forgé à chaud (1 000-1 150 °C) en un seul coup de presse ($p \simeq 250$ à 400 MPa) avec une matrice de forme appropriée, puis refroidi (éventuellement un traitement thermique complémentaire peut lui être appliqué pour modifier sa structure et améliorer ses propriétés mécaniques).

Tableau II

Mécanismes contribuant à la formation des « ponts » de soudure et à leur croissance, lors du frittage

Mécanismes	Lois de croissance des ponts		Lois de retrait	Auteurs
	p	*q*	*n*	
Évaporation Condensation	3	1	pas de retrait	Kuczinski
Diffusion superficielle	7	3		
Écoulement visqueux	2	1	1	Frenkel
Diffusion en volume	5	2	2/5	Kuczinski
	4,19	1,19	0,49	Johnson Clarke
Diffusion intergranulaire	6	2	1/3	Kuczinski
	6,33	2,33	0,32	Johnson Clarke

▲ ***Tableau II** : mécanismes contribuant à la formation des « ponts » de soudure et à leur croissance, lors du frittage.*

Cette technique est utilisée pour élaborer des pièces mécaniques à base de fer, contenant, le cas échéant, du carbone (0,2 à 0,5 %), du nickel (0,25 à 2 %), du chrome (0,5 à 1,5 %), du molybdène (0,2 à 0,5 %), ajoutés indépendamment en tant que second élément, ou simultanément pour réaliser des alliages plus complexes. On peut ainsi façonner directement des engrenages, des pignons, des roues dentées, des bielles pour l'industrie automobile; suivant leur composition, ces matériaux peuvent présenter des caractéristiques très variables : les charges de rupture varient, par exemple, de 400 à 2 100 MPa, les allongements de rupture variant parallèlement de 50 à 3 %.

Frittage-extrusion

Certains matériaux ne peuvent être élaborés ni par les techniques traditionnelles de la métallurgie classique, ni par les méthodes de frittage décrites jusqu'ici. On a donc imaginé de loger les poudres de base dans des conteneurs scellés et de filer l'ensemble dans une presse adaptée, susceptible de fonctionner à chaud. Ce procédé s'applique, par exemple, aux matériaux composites constitués d'une matrice au sein de laquelle se trouve finement dispersée une phase non soluble; les principaux effets recherchés sont le durcissement de la matrice ou le simple effet de dispersion (par exemple, composés fissiles du type UO_2, composés neutrophages du type bore ou carbure de bore, distribués uniformément dans une matrice d'acier inoxydable).

On peut ainsi élaborer les composites $Al\text{-}Al_2O_3$ en partant de fines paillettes d'aluminium que l'on oxyde de façon ménagée, de sorte que la teneur globale en Al_2O_3 soit de l'ordre de 10 à 13 %; on comprime d'abord cette poudre à froid ou à chaud sans que cette compression entraîne de rupture appréciable des films d'oxyde superficiels (0,1 μm); après mise en conteneur sous vide et scellement, il suffit d'extruder à 500 °C (sous forme de ronds, de tubes, de profilés, etc.), de sorte que l'écrouissage conféré soit de l'ordre de 2 000 à 5 000 pour cent. Au cours de cette extrusion, il se produit une fragmentation très notable des barrières d'alumine et une soudure efficace des « cœurs » d'aluminium. Le matériau obtenu présente à 20 °C une résistance à la rupture de 360 MPa et un allongement à la rupture de 10 %; il peut être utilisé jusqu'à 400 °C environ, ce qui n'est pas le cas pour les alliages d'aluminium classiques.

Techniques complémentaires

Le frittage naturel laisse subsister une certaine porosité; de même, les hétérogénéités de densité initiale conduisent à des retraits non homogènes, et par suite à des difficultés pour tenir les tolérances dimensionnelles.

Dans le premier cas, on peut avoir recours à l'**infiltration** pour combler la quasi-totalité de la porosité; on réalise d'abord par compression et frittage un squelette poreux cohérent à pores interconnectés; ce squelette est ensuite « infiltré » par un élément ou alliage à point de fusion inférieur, susceptible de mouiller les joints de grains et les parois des pores; d'autre part, l'infiltrant doit être peu soluble dans l'infiltré. Cette technique est classiquement appliquée au cas des squelettes de fer que l'on infiltre au cuivre, avec l'alliage Cu à 3 % Fe ou avec un alliage Cu-5 % Fe-5 % Mn. De même, des squelettes de carbure de titane peuvent être infiltrés avec du nickel, du cobalt ou des alliages Ni-14 % Cr-6 % Fe; des squelettes de tungstène fritté peuvent être infiltrés par du cuivre ou de l'argent; la méthode a été étendue à de nombreux autres types d'infiltrants à points de fusion échelonnés :

alliages 70 Pb-30 Sn (200 °C), 95 Pb-5 Fe (400 °C), 65 Au-35 Ni (1 000 °C), 50 Cu-50 Ni (1 275 °C).

Dans le second cas, on peut mettre en œuvre une technique de **calibrage** suivie ou non d'un deuxième frittage : elle consiste à recomprimer à 20 °C — dans une matrice aux cotes finales visées — les pièces préfrittées; cela permet, non seulement de respecter sans difficulté les tolérances imposées, mais encore d'accroître les propriétés mécaniques (au prix d'une légère augmentation du coût de production).

Mécanismes contrôlant le frittage

Dans la pratique, le nombre de paramètres susceptibles d'intervenir est considérable : caractéristiques propres des poudres, modes de mise en forme, conditions dans lesquelles les traitements thermiques sont effectués, etc. Aussi tous les modèles imaginés sont-ils fondés sur des hypothèses simplificatrices, consistant, par exemple, à considérer les particules sphériques isodimensionnelles, constituées d'une seule espèce d'atomes dont l'assemblage constitue un réseau cristallin comportant des défauts physiques classiques : lacunes, dislocations en particulier. Les énergies motrices principalement prises en compte sont respectivement : l'énergie de surface, qui diminue au fur et à mesure que les granules se soudent entre eux, et les variations locales d'énergie associées à la courbure des surfaces. L'énergie excédentaire que possède un système de granules en voie de frittage est toutefois faible (quelques calories par mole) : elle n'est donc pas susceptible de faire spontanément se transformer ce système, mais seulement d'en orienter l'évolution; pour cette raison, il faut apporter une activation, ce qui justifie la nécessité du traitement thermique de frittage.

La plupart des mécanismes envisagés sont fondés sur le modèle simple de deux sphères en contact entre lesquelles peut se développer une *zone de raccordement;* cet ensemble présente des éléments de surface soit concaves, soit convexes. On peut montrer (équation de Thomson) qu'au voisinage d'une surface convexe la pression de vapeur à l'équilibre est supérieure à celle qui règne à proximité immédiate d'une surface plane (et, inversement, plus faible au voisinage d'une surface concave); de même, au sein du matériau, la concentration des défauts ponctuels (lacunes) excède la concentration d'équilibre quand la surface limite est concave (et, inversement, est abaissée quand la surface limite est convexe). Il en résulte que des transferts d'atomes se produiront — soit par la phase vapeur, soit au sein de la phase solide — en raison de l'existence de gradients de pression ou de lacunes.

Une fois les « ponts » de soudure suffisamment développés, il reste à éliminer progressivement la porosité résiduelle : les raisonnements sont alors fondés sur le fait qu'au voisinage des surfaces concaves des pores existent des sursaturations faibles de lacunes (fonction inverse du rayon de ces pores); par suite, à nouveau, existent des gradients locaux de lacunes tendant à faire cheminer les lacunes excédentaires vers les joints de grain où elles s'élimineront. En bref, les pores doivent être considérés comme des sources de lacunes, et les joints comme des « puits ».

Les principaux mécanismes susceptibles de contribuer à la formation des « ponts » et à leur croissance sont regroupés dans le *tableau* II et schématisés dans les *figures* 1, 2 et 3. Ils conduisent tous à des relations du type :

$$\frac{x^p}{r^q} = K(T) \cdot t$$

Certains s'accompagnent d'un rapprochement des centres des particules, donc d'un retrait, qui s'explicite par une relation du type :

$$\frac{\Delta l}{l_0} = K'(T) \cdot t^n$$

(les différentes valeurs de p, q, n sont indiquées à titre d'exemple).

Pour traiter le problème de l'élimination de la porosité au sein des agglomérés, on assimile les grains du matériau à des tétrakaïdécaèdres (cubes-octaèdres) dont l'accolement peut en effet conduire à un assemblage compact représentatif de la structure du matériau (*fig.* 4). Les pores sont considérés comme étant soit des cylindres axés sur les arêtes, soit des sphères localisées aux nœuds du réseau constitué par les arêtes de ces éléments de volume. En supposant que l'élimination de tels pores peut intervenir par diffusion des lacunes (soit en volume, soit aux joints), Coble a abouti à des relations du type :

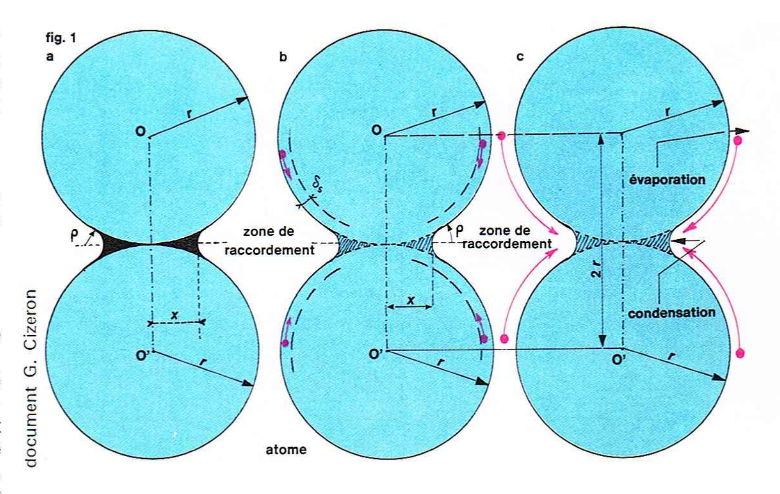
$$P \simeq -K(T) \cdot t^m$$

avec $m = 2/3$ (pores cylindriques) ou $m = 1$ (pores sphériques).

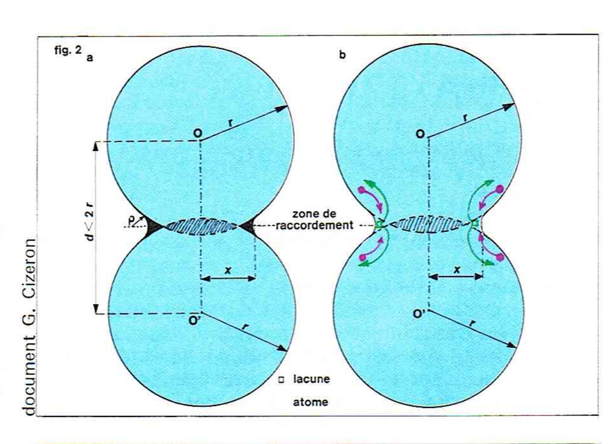
Dans le cas du *frittage en phase liquide*, divers phénomènes ont été considérés, qui sont essentiellement : le réarrangement visqueux des particules solides, le processus de dissolution du solide (aux points de contact entre particules) suivi de reprécipitation (sur les surfaces solides non en contact), et la coalescence des grains de la phase solide (augmentation de leur taille moyenne et diminution de leur nombre). Ces mécanismes (traités en particulier par Kingery) conduisent à des équations traduisant les retraits qui en découlent, selon les formulations indiquées dans le *tableau* III.

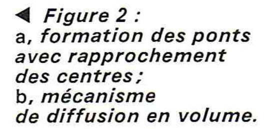
BIBLIOGRAPHIE

GOETZEL C. G., *Treatise on Powder Metallurgy*, Éd. Interscience Publishers, 4 vol., New York and London, 1949-1968. - HAUSNER H. H., *Modern Developments in Powder Metallurgy*, Éd. Plenum Press, New York, 1966. - JONES W. D., *Fundamental Principles of Powder Metallurgy*, Éd. E. Arnold, London 1960, Éd. St. Martin's, New York, 1960. - KIEFFER D. R., HOTOP D. W., *Métallurgie des poudres*, Éd. Dunod, Paris, 1947. - LESZINSKY W., *Powder Metallurgy*, Éd. Interscience, 1960-1961. - SCHREINER H., *Pulvermetallurgie*, Éd. Springer, Berlin, 1964.

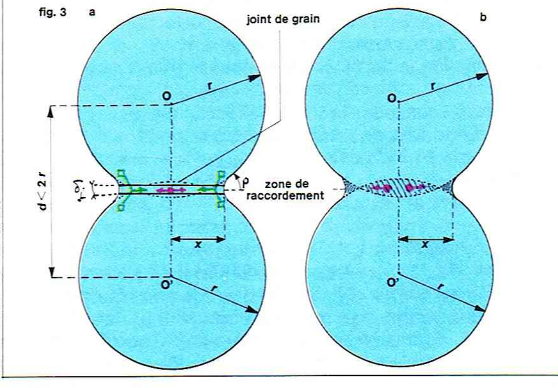


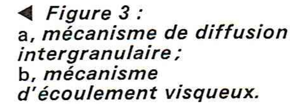
▲ *Figure 1 :*
a, formation des ponts sans rapprochement des centres ;
b, mécanisme de diffusion superficielle ;
c, mécanisme d'évaporation-condensation.





◀ *Figure 2 :*
a, formation des ponts avec rapprochement des centres ;
b, mécanisme de diffusion en volume.





◀ *Figure 3 :*
a, mécanisme de diffusion intergranulaire ;
b, mécanisme d'écoulement visqueux.

▼ *A gauche, figure 4 : tétrakaïdécaèdre de Kelvin simulant un grain avec les pores localisés sur les arêtes ou aux sommets.*
A droite, tableau III : mécanismes et équations traduisant le retrait lors du frittage en phase liquide.

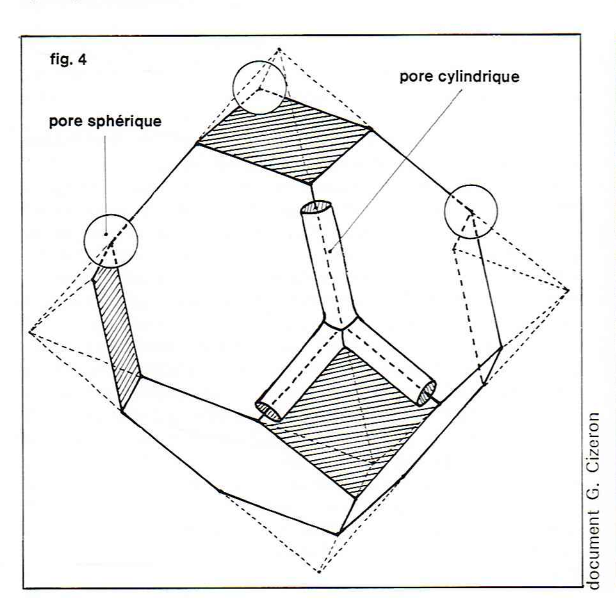
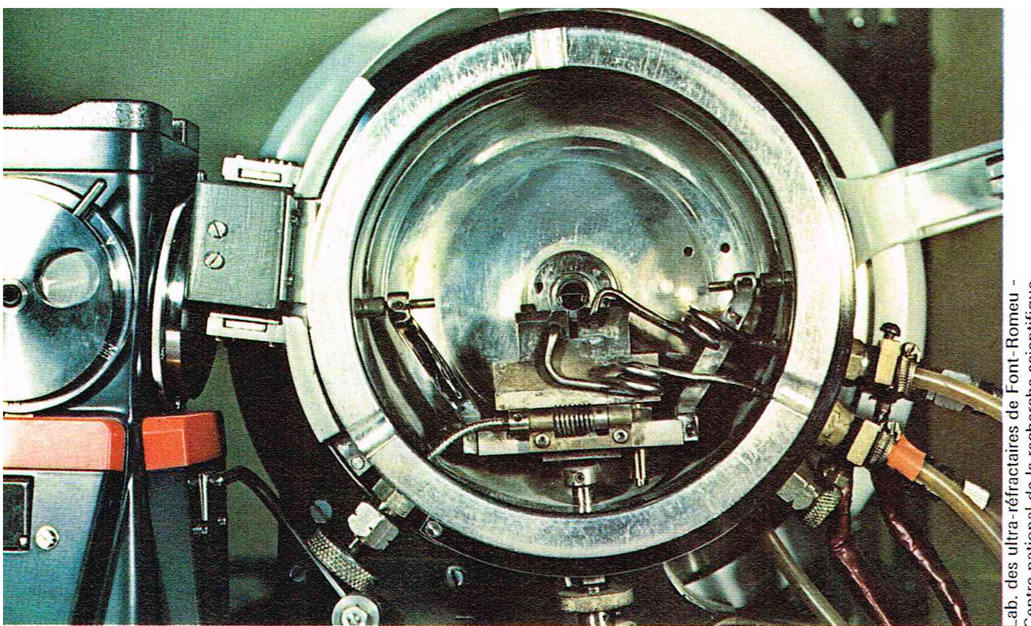


Tableau III
Mécanismes et équations traduisant le retrait lors du frittage en phase liquide

Mécanismes	Retrait associé $\frac{\Delta l}{l_0}$
Réarrangement géométrique	Pores ouverts : $K(T) \cdot \log t$ Pores fermés : $K(T) \cdot t^{1/3}$
Diffusion du solide au sein du liquide	$K(T) \cdot r^{-4/3} \cdot t^{1/3}$
Dissolution-reprécipitation	$K(T) \cdot r^{-1} \cdot t^{1/2}$
Coalescence	Diffusion dans le liquide $r^3 - r_0^3 = K(T) \cdot t$ Dissolution-reprécipitation $r^2 - r_0^2 = K(T) \cdot t$



Lab. des ultra-réfractaires de Font-Romeu - Centre national de la recherche scientifique

▲ *Chambre de diffraction des rayons X à haute température (gros plan).*

CONTROLE ET COMPORTEMENT DES MATÉRIAUX

Contrôles physico-chimiques - Analyse

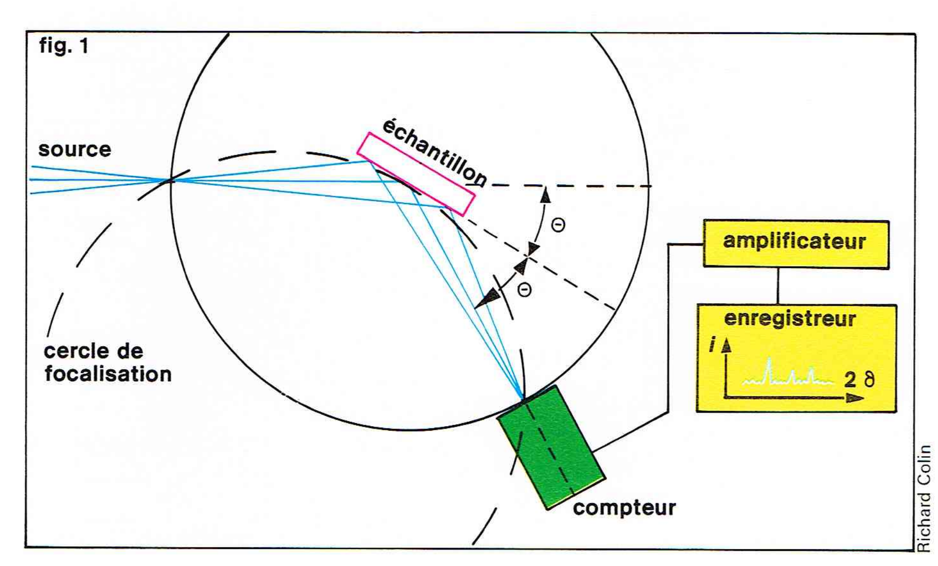
Pour déterminer la composition et la structure des matériaux, de nombreuses méthodes mettant en jeu des phénomènes physiques d'origine différente ont été développées. Celles qui reposent sur des interactions entre rayonnement et matière ont connu un essor important, et ont permis d'accroître d'une façon considérable les connaissances sur la structure de la matière. On sait, en effet, que, suivant la nature du rayonnement, électromagnétique ou corpusculaire, les interactions s'interprètent différemment. La diffusion fait appel à l'aspect ondulatoire, l'ionisation à l'aspect corpusculaire. Aussi les méthodes de contrôle et d'analyse physico-chimique des matériaux ont-elles été classées en deux groupes. On les dit :

— *diffractométriques* si elles utilisent la diffusion cohérente du rayonnement dans les matériaux cristallisés ;

— *spectrométriques* lorsqu'elles exploitent les informations apportées par les transferts d'énergie entre le rayonnement et la matière.

Dans le premier cas, les renseignements obtenus sont d'ordre géométrique : ils permettent de déterminer la structure de la matière, c'est-à-dire les paramètres du réseau cristallin et la distribution des atomes dans la maille (diffraction des rayons X, électrons, neutrons), et de mettre en évidence des propriétés morphologiques invisibles à l'œil et au microscope optique (microscopie électronique).

▼ *Figure 1 : schéma de principe d'un diffractomètre à rayons X.*



Richard Colin

Dans le deuxième cas, ces méthodes renseignent sur la nature et la concentration des éléments dans les matériaux solides, qu'ils soient cristallisés ou vitreux. Il s'agit des méthodes de spectrométrie d'émission des rayons X et d'électrons : fluorescence X, microscopie électronique à balayage, microanalyse par rayons X.

Méthodes diffractométriques

La diffraction des rayons X

Les techniques de diffraction des rayons X se sont développées à partir de 1912, date à laquelle Max von Laue et ses collaborateurs réussirent à obtenir le premier diagramme de diffraction de rayons X par un cristal, confirmant ainsi la structure périodique des milieux cristallins. Quelque temps après, W. L. Bragg, partant de l'hypothèse qu'un cristal parfait était constitué par une répétition de matière diffusante suivant un réseau tridimensionnel, a montré que la condition de diffraction pouvait s'écrire :

$$2\,d\,(h, k, l)\,\sin\theta = n\lambda$$

n, entier, ordre de diffraction ; $d\,(h, k, l)$, équidistance des plans (h, k, l) du réseau direct ; θ, angle que fait le rayon incident avec le plan réflecteur ; λ, longueur d'onde du rayonnement.

Quant à la condition de résolution de la famille de plans, elle s'écrit $d\,(h, k, l) \geqslant \lambda/2$.

Cette équation comporte 3 paramètres, dont le premier, $d\,(h, k, l)$, est déterminé par la nature du cristal. Pour réaliser les conditions de diffraction sur une famille de plans (h, k, l), un des 2 paramètres restants θ ou λ peut être fixé, l'autre étant alors variable. Le choix du paramètre détermine 2 groupes de méthodes de diffraction :

— θ fixé, λ variable : méthode de Laue ;

— λ fixé, θ variable : méthode des poudres et méthode du cristal tournant.

Méthode de Laue. Le rayonnement incident polychromatique est produit par une anticathode en élément lourd excité par une tension d'accélération de plusieurs keV (tungstène avec une tension de 50 à 69 keV). L'échantillon monocristallin à étudier est monté sur une tête goniométrique, et disposé perpendiculairement au faisceau incident. On recueille alors le rayon diffracté sur un film placé derrière l'échantillon dans le montage en transmission, et devant dans le montage en réflexion. A partir de la géométrie du système, et de la position des taches de diffraction, on mesure les angles caractéristiques du réseau quelle que soit la forme extérieure du cristal échantillon.

Méthode du cristal tournant. Cette méthode utilise un rayonnement X monochromatique, formé à partir du rayonnement K_α caractéristique d'un élément. L'échantillon étant monocristallin, pour faire varier l'angle θ, on fait subir au cristal un mouvement de rotation autour d'un axe, ce qui l'amène en position de réflexion pour certaines orientations. Le cristal échantillon est donc fixé sur une tête goniométrique, placé au centre d'une chambre photographique cylindrique dont l'axe est l'axe de rotation.

A partir du diagramme de diffraction, on peut alors :

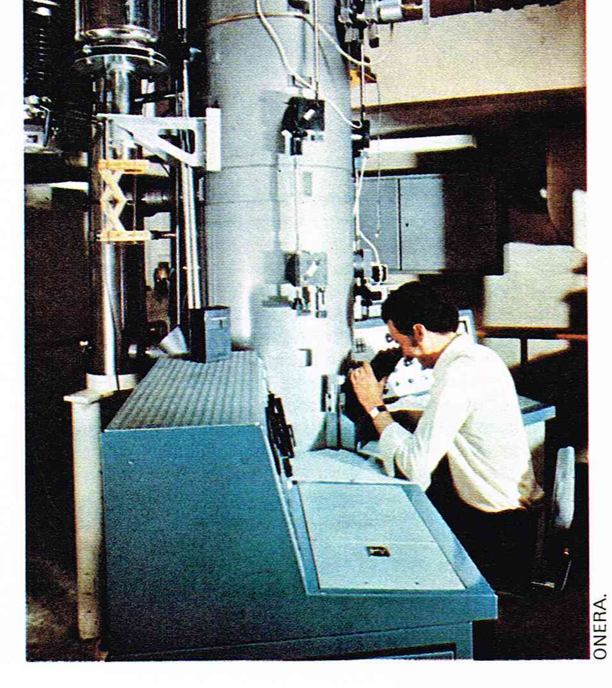
— par mesures des positions des taches, connaître les paramètres des cristaux ;

— par mesures d'intensité des réflexions, déterminer le groupe de symétrie et la structure du cristal.

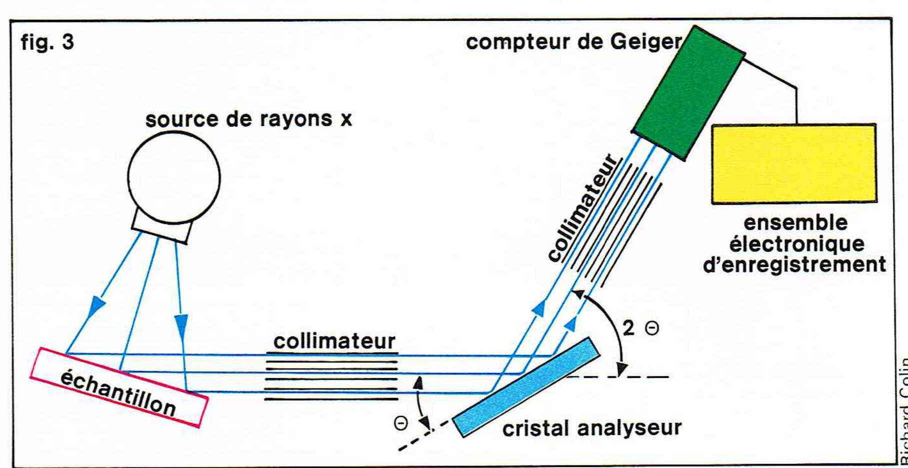
Méthode des poudres. On utilise un rayonnement X monochromatique et un échantillon *polycristallin*. Le montage le plus répandu, type Debye-Scherrer, comprend un faisceau fin et parallèle de rayons X monochromatique, qui intercepte l'échantillon monté sur une tête goniométrique simplifiée. Les cônes de diffraction sont interceptés par un film photographique cylindrique dont l'axe est perpendiculaire au faisceau incident. L'axe des cônes de diffraction étant perpendiculaire à celui de la chambre, le film étalé présentera des raies symétriques par rapport au point d'impact du faisceau incident.

Pour éliminer les erreurs dues au film et avoir une mesure précise de l'intensité, une solution consiste à remplacer le film par un détecteur, dont le signal amplifié et intégré conduira à un diagramme I (2 θ) formé de pics correspondant aux réflexions (*hkl*) [*fig.* 1].

Cette méthode, qui porte sur un grand nombre de cristaux contenus dans l'échantillon, est une méthode



ONERA.



Richard Colin

▲ *A gauche, microscope électronique à très haute tension (1 MV) du C. N. R. S. A droite, figure 3 : fluorescence X, spectromètre à cristal plan.*

globale et met en évidence des propriétés moyennes, que ce soit au point de vue géométrique ou au point de vue chimique. Mais elle est très précieuse par sa simplicité de mise en œuvre.

La microscopie électronique

La microscopie électronique est une technique fondamentale dans l'étude des matériaux. Le microscope électronique traditionnel utilise des électrons, dits rapides, d'énergie moyenne comprise entre 10 et 100 keV, et dont la longueur d'onde associée λ est donnée par la relation : $\lambda = h/mv$ avec h, constante de Planck ; m est la masse, et v la vitesse des électrons.

Le pouvoir séparateur de tout microscope, défini comme la plus petite distance entre 2 points de l'objet qui permet encore la séparation de leurs images données par l'objectif, est lié à la longueur d'onde λ, à l'indice de réfraction n du milieu entre objet et objectif, et à l'ouverture α de l'objectif par la relation : $d = 0{,}61\ \lambda/n \sin \alpha$.

Pour un courant d'électrons de 100 keV, la longueur d'onde associée est d'environ $4 \cdot 10^{-2}$ Å, à laquelle correspond une limite de résolution de l'ordre de quelques Å.

Sur la *figure* 2 est présenté le schéma de principe d'un microscope électronique à transmission. Les électrons produits par un canon à électrons et accélérés par une haute tension stabilisée forment un faisceau monocinétique dont la propagation nécessite un vide de 10^{-5} torr. Le canon produit une première focalisation en un « cross-over » d'environ 100 μm de diamètre. La première lentille d'un condenseur double magnétique donne une image réduite du cross-over (environ 1 μm), cette image étant transférée sur l'objet par la seconde lentille avec un grandissement 1. Le double condenseur permet d'obtenir un faisceau très fin sur la préparation, ce qui a l'avantage de limiter la partie soumise au bombardement électronique.

L'*éclairage* a *la plus faible cohérence* lorsque l'image de la source est formée sur la préparation : c'est le mode utilisé pour effectuer la *micrographie de corps amorphes* ou de *corps cristallisés,* quand on désire une *image morphologique fidèle*.

L'*éclairage le plus cohérent* possible est obtenu par surfocalisation maximale du condenseur : ce mode renforce les *effets de diffraction ;* il est utilisé pour mettre en évidence les *propriétés liées à la périodicité*.

Après avoir traversé l'échantillon à étudier, les électrons traversent deux lentilles électroniques : la première, la lentille objectif, permet de mettre au point sur l'objet en faisant varier l'intensité du courant d'excitation ; la seconde, la lentille de projection, permet de faire varier le grandissement.

L'observation visuelle a lieu normalement sur un écran fluorescent. Pour l'enregistrement des images, on utilise des films plans ou plaques photographiques spéciales à émulsion mince et grain très fin permettant l'agrandissement nécessaire à l'exploitation de la résolution de l'appareil. En effet, le grandissement direct maximal est en général de l'ordre de 200 000 à 300 000, insuffisant pour distinguer à l'œil nu 2 points séparés par la distance de résolution limite.

L'effet de contraste, qui résulte de la diffusion des électrons par la matière à examiner, dépend de l'épaisseur et de la densité de cette matière, les rayons cathodiques ayant un très faible pouvoir de pénétration vis-à-vis des matériaux solides (500 à 1 000 Å seulement). Compte tenu de cette contrainte, et suivant la nature des études à effectuer, il faudra opérer soit sur des lames minces, soit sur répliques.

Un support sera donc nécessaire pour amener et maintenir la préparation dans le plan objet de l'appareil. Il devra être transparent aux électrons, supporter le bombardement du faisceau et ne pas introduire de perturbation dans l'image ou le diagramme de diffraction. On utilise en général des membranes amorphes, carbone ou matières plastiques, supportées elles-mêmes par des grilles métalliques très fines.

L'échantillon, quant à lui, devra subir divers stades de préparation variant avec la nature du matériau et le but à atteindre. Il peut provenir soit du broyage et de la récupération de fines particules du matériau de départ, soit de la découpe par ultramicrotome dans le cas de préparations biologiques, soit carrément de l'amincissement d'un matériau massif. Cette dernière technique fait appel à plusieurs méthodes allant de l'abrasion et du polissage mécanique au bombardement ionique, en passant par les phénomènes de dissolution chimique et électrolytique.

Dans le cas de l'observation de la topographie de surface d'échantillons massifs, la technique des répliques est avantageusement utilisée. Il s'agit de confectionner une empreinte de la surface à examiner, et cela dans des conditions respectant un très grand degré de fidélité et une extrême rigidité afin d'éviter toute déformation lors de l'extraction. Divers produits sont employés : des films organiques : collodion, formvar, mowital, etc. ; des couches amorphes de « SiO » ou de carbone ; des revêtements métalliques à structure fine.

L'utilisation de ces différentes techniques rend alors possibles de nombreuses études, celles-ci s'adressant en particulier à la caractérisation des défauts cristallins (lacunes, dislocations), à l'identification des précipités (morphologie, distribution, relation d'épitaxie, nature), et plus généralement à l'exploration de l'état de surface des matériaux (microfractographie électronique).

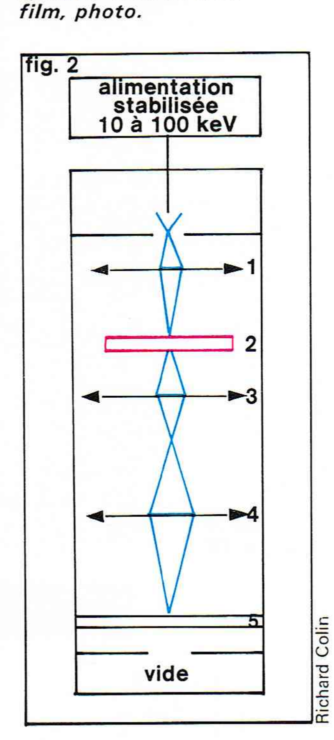
Méthodes spectrométriques

Ces méthodes exploitent les informations apportées par les transferts d'énergie caractéristiques entre le rayonnement et la matière. Dans le cas où le faisceau incident est un faisceau de rayons X primaires, on analyse les rayons X secondaires émis par l'échantillon : c'est la méthode de spectrométrie d'émission secondaire des rayons X, ou fluorescence X. Dans le cas où le faisceau incident est un faisceau d'électrons, on a affaire aux techniques de microscopie électronique à balayage, la microanalyse par sonde électronique devenant une variante.

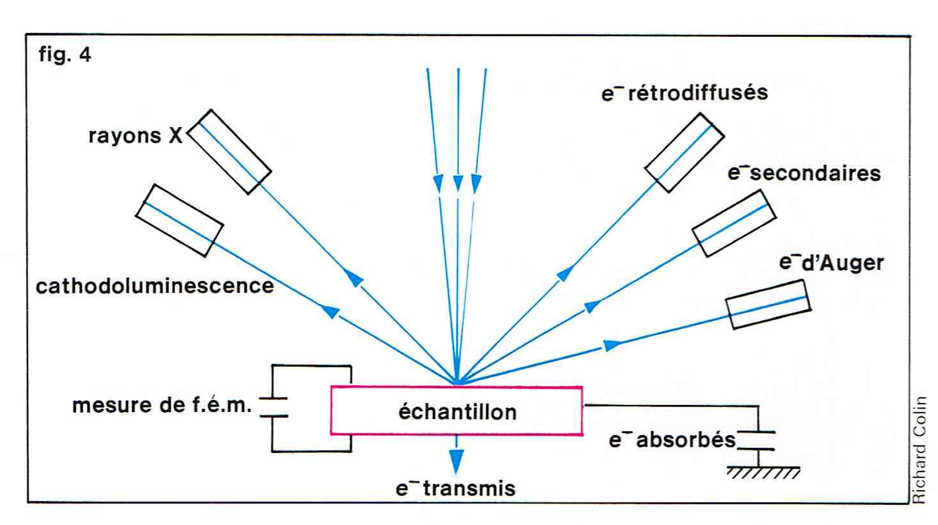
La fluorescence X

Schématiquement, un ensemble de spectroscopie X comprend, comme il est représenté sur la *figure* 3 : une

▼ *Figure 2 : schéma de principe d'un microscope électronique à transmission. 1, condenseur ; 2, préparation ; 3, objectif ; 4, lentille de projection ; 5, écran fluorescent, film, photo.*



Richard Colin



Richard Colin

▲ *Figure 4 : signaux émis par les interactions entre les électrons incidents et l'échantillon.*

source de photons ou d'électrons; un support d'échantillon; un système dispersif avec un goniomètre; un détecteur; un ensemble de comptage et d'enregistrement.

● Dans le cas le plus général, la *source excitatrice* est un générateur de haute tension stabilisée alimentant un tube à rayons X dont l'anticathode est choisie selon le problème posé.

● Le *support d'échantillon* doit convenir pour des échantillons massifs ou pulvérulents, des liquides ou des films minces.

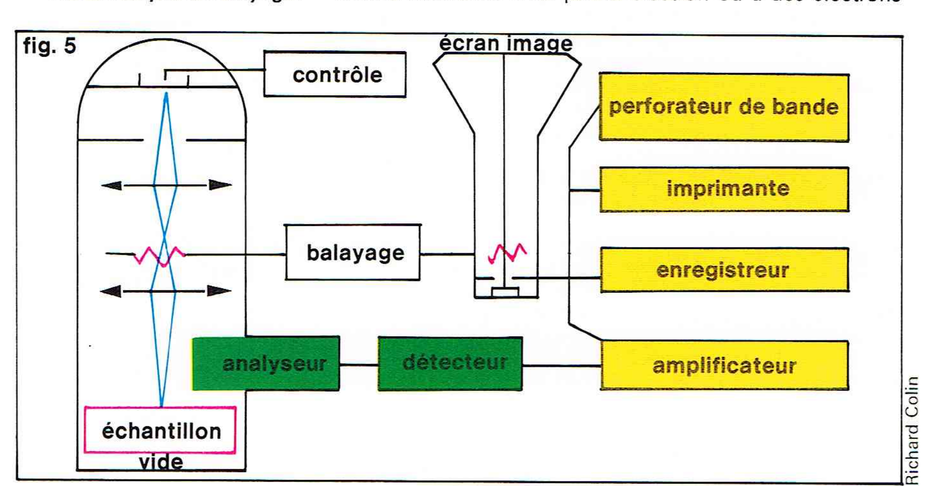
● L'*ensemble d'analyse* du rayonnement sortant de l'échantillon et formant le spectromètre comprend le plus souvent un cristal analyseur plan associé à des collimateurs à fentes de Soler, ou quelquefois un cristal analyseur courbe type Johanson. Suivant le cas, le cristal sera disposé au centre du goniomètre ou sur le cercle de celui-ci, et tournera d'un angle double de celui du cristal pour respecter les conditions de réflexions de Bragg.

● La *détection* et la *mesure* des intensités des raies d'émission se font à l'aide de tubes compteurs. Il en existe deux types principaux : les tubes à gaz (Geiger-Muller et compteur proportionnel) et les compteurs à scintillation.

Tube à gaz : il est constitué d'un fil métallique tendu dans une enceinte cylindrique, percée d'une fenêtre en béryllium ou en mica laissant passer les photons X. Ceux-ci sont absorbés par le mélange gazeux de l'enceinte (Ar, Kr, Xe et halogène au méthane) en donnant naissance à un électron de conversion. La haute tension qui existe entre le fil et l'enceinte provoque la formation d'autres ions par collision avec les molécules du gaz. Le phénomène peut s'étendre et provoquer une décharge dans tout le compteur, un photon X pouvant donner naissance à 10^7 électrons en 100 μs. Le compteur Geiger fonctionne de cette façon dans le domaine de longueur d'onde de 1 Å (Xe) et 3 Å (Ar).

Compteur à scintillation : il est constitué d'un cristal de NaCl activé au Tl, et d'un tube photomultiplicateur d'électrons. Ici, le photon X, en pénétrant dans le cristal, donne naissance à un photo-électron ou à des électrons Auger, qui provoquent à leur tour l'émission de photons lumineux. Concentrés sur la cathode, ils provoquent l'émission d'un électron qui sera envoyé dans le tube photomultiplicateur. On obtient ainsi un coefficient d'amplification de l'ordre de 10^5 à 10^6.

▼ *Figure 5 : schéma de principe d'un microscope électronique à balayage.*



Richard Colin

Dans ces dispositifs, l'amplitude de l'impulsion sortant du compteur est proportionnelle à l'énergie du photon incident. A la sortie du compteur, l'impulsion est envoyée dans un ensemble électronique qui mesure son intensité (nombre de coups), et son amplitude (énergie, tension).

On démontre que l'intensité du rayonnement de fluorescence s'exprime en fonction des concentrations C_1 de l'élément considéré et C_2 de la matrice, ou du deuxième constituant, des coefficients d'absorption, μ_1 et μ_2 pour le rayonnement incident, μ'_1 et μ'_2 pour le rayonnement de fluorescence, par une expression de la forme :

$$I_1 = \alpha \frac{\mu_1 C_1}{(\mu_1 + \mu'_1)\, C_1 + (\mu_2 + \mu'_1)\, C_2}$$

avec $$C_1 + C_2 = 1 \quad \text{soit} \quad K = \frac{\mu_2 + \mu'_2}{\mu_1 + \mu'_1}$$

$$I_1 = \frac{\alpha C_1}{K_1\,(1 - K)\, C_1}$$

Il n'y a donc pas proportionnalité entre la concentration et l'intensité, sauf dans le cas de l'émission directe, où $K = 1$ ($\mu_1 = \mu_2$ et μ'_1 et μ'_2 négligeables).

Pratiquement, on ne calcule pas l'intensité de fluorescence, mais on la compare à une intensité de référence, celle d'un élément en teneur connue. On a alors le choix entre trois méthodes qui consistent soit à tracer des courbes d'étalonnage, soit à faire appel à un étalon externe ou enfin à utiliser un étalon interne. Suivant le cas, l'une ou l'autre de ces méthodes conviendra le mieux. Il faut toutefois noter que les facteurs de concentration et de coefficient d'absorption ne sont pas les seuls à jouer. Les interactions entre éléments présents sont à prendre en compte, de même que les effets dus à l'échantillon lui-même, tels que son homogénéité et la planéité de sa surface.

En conclusion, la fluorescence X est une méthode d'analyse élémentaire globale, dont la sensibilité permet l'analyse de traces jusqu'à des concentrations de l'ordre de quelques ppm.

La microscopie électronique à balayage

Le principe de la microscopie électronique à balayage est fondé sur le fait que l'intensité des signaux résultant de l'interaction entre le matériau à étudier et un faisceau d'électrons finement focalisé, effectuant un balayage sur l'échantillon, est visualisée par un système à balayage sur un écran identique à un tube à rayons cathodiques.

La caractéristique essentielle du MEB réside dans sa correspondance « point par point », et « en même temps » entre l'objet et l'image. Cet instrument est ainsi capable de traiter toutes sortes de signaux provenant d'une interaction entre les électrons incidents et le matériau à étudier. La *figure* 4 rappelle les différents signaux qui peuvent être utilisés pour obtenir des renseignements importants sur l'échantillon. La *figure* 5 donne un schéma de principe de l'appareil qui comprend les éléments suivants : sonde électronique, système de balayage, échantillon, formation électronique de l'image, et éventuellement traitement de l'image.

La sonde électronique est produite par un canon électronique, dans lequel les électrons sont soumis à une tension d'accélération de quelques dizaines de keV. Un système de condenseurs produit une image très réduite du cross-over, qui est projetée à son tour par une lentille objectif sur l'objet. Suivant la nature du canon, la sonde atteint divers diamètres : 50 à 100 Å avec un canon à filament de tungstène, 5 Å avec un canon à émission thermo-ionique (hexaborure de lanthane) ou à émission de champ.

La sonde est alors déplacée sur l'objet par un système de déflexion classique, alimenté par un générateur à balayage à gamme très large (50 à 1 600 lignes, durée de balayage de 10^{-3} à 5 s). L'appareil comporte en outre un oscilloscope dont le balayage est synchrone de celui de la préparation.

L'échantillon massif est monté sur une platine goniométrique; il doit supporter le vide et présenter une conductibilité superficielle pour écouler les charges électriques.

Le signal choisi, issu de l'interaction électrons-matière, est détecté, amplifié et sert à moduler le faisceau de l'oscilloscope. Le grandissement est variable suivant la largeur du balayage de l'échantillon, celle de l'écran étant fixe. Quant au contraste, il résulte des variations du pouvoir émissif d'un point à l'autre de l'objet pour le rayonnement étudié.

Le MEB peut fonctionner soit par réflexion, soit par transmission.

Mode de fonctionnement par réflexion. Les rayonnements pris en compte le plus souvent sont l'émission d'électrons secondaires et rétrodiffusés, et l'émission de rayons X; l'émission d'électrons Auger, l'émission de lumière ou cathodoluminescence, la mesure du courant absorbé ne sont utilisées que dans des cas particuliers avec des dispositifs spéciaux.

● *Émission d'électrons secondaires et rétrodiffusés.* Du fait de la très faible ouverture angulaire du faisceau incident d'électrons, la profondeur de champ du MEB est très grande : 5 000 à 7 000 µm pour une résolution de 1 µm. Inversement, si on se limite à une profondeur de champ de 1 µm seulement, le MEB permet d'obtenir une résolution allant jusqu'à 100 Å. Ces caractéristiques, mises à profit pour l'observation de la topographie des surfaces, correspondent justement aux effets produits par l'émission des électrons secondaires et rétrodiffusés.

Des dispositifs appropriés et des conditions opératoires convenables permettent de régler l'importance relative du contraste topographique, du contraste de potentiel, du contraste chimique et du contraste cristallographique, ces quatre contrastes concourant tous à la formation de l'image.

Le contraste topographique est dû aux irrégularités de surface entraînant des variations locales de l'angle d'incidence du faisceau primaire qui se répercutent sur le taux d'émission des électrons secondaires et sur le coefficient de rétrodiffusion.

Le contraste de potentiel résulte de la variation des trajectoires des électrons sous l'influence du potentiel de surface de l'échantillon.

Le contraste chimique dépend du taux de rétrodiffusion des électrons, qui est une fonction croissante du numéro atomique Z, alors que le taux d'émission des électrons secondaires varie peu avec Z. Pour observer un tel contraste, on utilise en général deux détecteurs en additionnant les signaux de chacun, alors que leur différence fait apparaître au contraire la topographie.

Le contraste cristallographique dépend des électrons rétrodiffusés, le coefficient de rétrodiffusion d'un monocristal étant fonction de son orientation par rapport au faisceau direct.

● *Émission de rayons X.* L'image est formée à l'aide du rayonnement X caractéristique d'un élément choisi dans l'échantillon. Cet aspect sera étudié plus en détail lorsque nous décrirons le dispositif d'analyse par sonde électronique. Disons cependant que la sélection du rayonnement a lieu par un spectromètre qui peut être soit à dispersion de longueur d'onde par un cristal analyseur, soit à dispersion d'énergie par un cristal semi-conducteur Si (Li), mais demande un dispositif d'adaptation spécial.

● *Émission Auger.* L'analyse par spectrométrie d'électrons Auger, qui fournit une analyse de la surface, de quelques Å d'épaisseur, exige un ultravide propre de l'ordre de 10^{-9} torr. C'est donc à une conception nouvelle de MEB qu'elle s'adresse.

● *Cathodoluminescence.* Le bombardement électronique provoque pour certains composés minéraux naturels, oxydes, semi-conducteurs, l'émission de photons lumineux liés à la présence de défauts dans les cristaux.

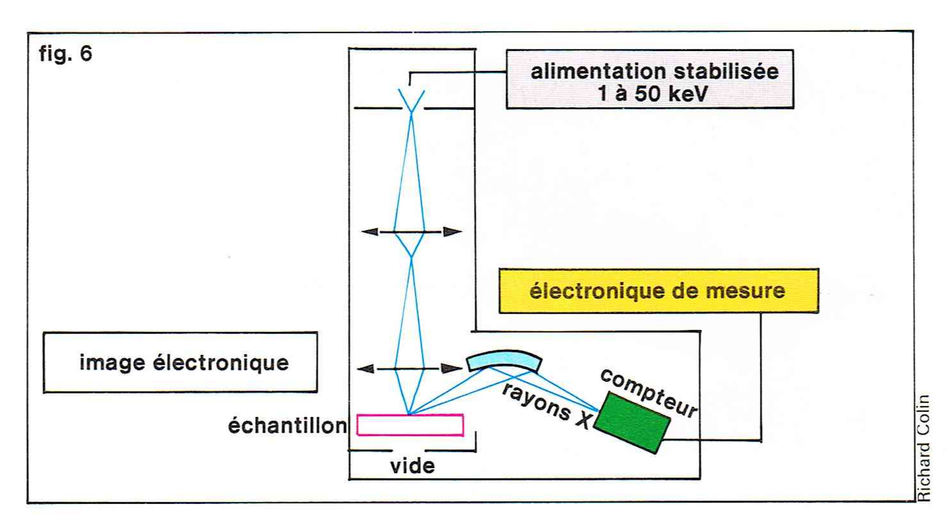
● *Le courant absorbé.* L'image formée à partir de ce courant est l'image complémentaire de celle formée à partir des électrons secondaires et rétrodiffusés. Elle ne présentera pas de contraste d'ombrage.

Mode de fonctionnement par transmission. Le MEB travaille comme un microscope électronique classique, sur un échantillon suffisamment mince. Les avantages qui en résultent sont les suivants :

— optique plus simple, le changement de grandissement étant réalisé par le changement du balayage;

— aberration chromatique supprimée;

— contamination globale de l'échantillon plus faible;



▲ ***Figure 6 :*** ***schéma de principe du microanalyseur à sonde électronique.***

— traitement de l'image facilité : l'enregistrement sur magnétoscope peut avoir lieu directement;

— filtrage d'énergie réalisé facilement.

En conclusion, on peut dire qu'en fonctionnement de base par image électronique, mode de fonctionnement le plus commun, et même unique sur certains appareils, le MEB a un champ d'applications très vaste : faciès et texture des minéraux, microfissures et microcavités, texture microscopique de matériaux, faciès de rupture, recristallisation, état de surface, corrosion, traces d'usure, analyse quantitative.

La microanalyse par sonde électronique

Initialement conçue et réalisée en 1951 par le professeur Castaing, la microsonde servait uniquement à la microanalyse de matériaux d'origine minérale, celle-ci étant fondée sur l'analyse spectrale à émission directe de rayons X. L'évolution rapide de l'appareil, due en partie à l'application du balayage électronique pour la formation de l'image, fait qu'il constitue à présent un instrument remarquable de plus en plus utilisé pour l'étude des matériaux.

Une microsonde comporte généralement trois ensembles principaux (*fig.* 6) :

— un canon à électrons où règne un vide poussé, son principe de base étant le même que celui du microscope électronique : diamètre du faisceau électronique de l'ordre de 1 µm;

— un spectographe à rayons X qui peut soit explorer toute la gamme de longueurs d'onde émises accessibles, soit, pour l'analyse quantitative d'un élément donné, être fixé sur la longueur d'onde caractéristique correspondante, $A \cdot K_\alpha$ par exemple, associé à un détecteur; on peut alors compter le nombre d'impulsions émises pendant un temps donné;

— des dispositifs électroniques de balayage et de détection des électrons secondaires et rétrodiffusés, concourant, comme pour le MEB, à la formation de l'image.

Pour l'**analyse qualitative**, on recherche les conditions de fonctionnement qui assurent l'intensité d'émission X maximale (valeur optimale de la tension d'accélération des électrons, l'émission variant avec la composition de la matrice). Il sera donc très important de connaître les dimensions du volume d'émission X pour tenir compte des possibilités de fluorescence.

A la limite, la microsonde permet de détecter un élément de concentration 10^{-4} à 10^{-3} dans un volume de l'ordre du micromètre cube.

Pour l'**analyse quantitative**, on procède par comparaison avec des témoins d'éléments purs ou de composition connue, l'intensité du rayonnement X émis par unité de masse et par électron incident étant proportionnelle à la concentration de l'élément. On peut écrire alors :

$$\frac{C_{\text{échantillon}}}{C_{\text{témoin}}} = K \frac{\text{I mesurée sur l'échantillon}}{\text{I mesurée sur le témoin}}$$

K est un facteur de correction. Il comprendra : le facteur K_Z, correction de numéro atomique; le facteur K_A, correction d'absorption; le facteur K_F, correction de fluorescence.

▶ *Figure 7 : les différents stades de la courbe de déformation par fluage.*

Cette méthode à corrections successives est, de ce fait, appelée méthode ZAF : elle conduit à un ensemble de relations complexes dont la résolution est effectuée par voie informatique, mais donne des résultats expérimentaux satisfaisants.

Une autre méthode a été mise au point : elle permet de suivre les électrons sur leur trajectoire individuelle, cette dernière étant déterminée par des calculs de probabilités : d'où le nom de méthode « de Monte-Carlo », la meilleure précision étant cependant contrebalancée par d'importants temps de calculs sur ordinateur.

Par ses performances (analyse non destructive, limite de détection inférieure à 1 000 ppm, précision de l'ordre de 1 %), la microanalyse par sonde électronique est l'une des techniques qui conviennent le mieux pour l'étude des matériaux solides, cristallisés ou vitreux, et en particulier en rapport avec les domaines d'applications suivants :

— analyse de grains, de phases, de précipités et d'inclusions;

— étude de diffusion aux joints de grains, de la diffusion, altération, corrosion à la surface des matériaux.

Autres méthodes d'analyse

Pour mémoire, on peut citer deux méthodes actuellement en cours de développement, mais ayant un grand avenir en sciences des matériaux :

• La première met à profit, lors de l'interaction rayonnement-matière, les électrons issus des niveaux atomiques ionisés. Sur ce principe, deux techniques ont été récemment mises au point : la spectrométrie des photo-électrons, ou méthode ESCA, et la spectrométrie des électrons Auger, qui s'adressent toutes deux à l'analyse de couches superficielles, quelques Å seulement.

• La seconde fait appel à l'analyse des ions secondaires émis par pulvérisation cathodique superficielle d'un échantillon soumis à un bombardement ionique. Les ions sont analysés à l'aide d'un spectromètre de masse. C'est une méthode d'analyse destructive, mais qui permet d'étudier la répartition des éléments, même légers, suivant la surface et en profondeur.

Comportement des matériaux en conditions réelles d'utilisation

En pratique, au cours de leur utilisation, les matériaux sont susceptibles de se déformer, par fluage par exemple, ou encore de se dégrader sous l'effet de trois causes principales : l'usure, la fatigue et la corrosion.

Le fluage

Aspect fondamental

Phénoménologie et lois du fluage. Le fluage est un phénomène de déformation plastique lié à un processus activé thermiquement, et dont la vitesse peut s'écrire en première approximation :

$$\dot{\varepsilon} = \frac{\partial \varepsilon}{\partial t} = f\,(\sigma, \varepsilon, \mathrm{T})$$

où ε est la déformation, σ la contrainte et T la température absolue.

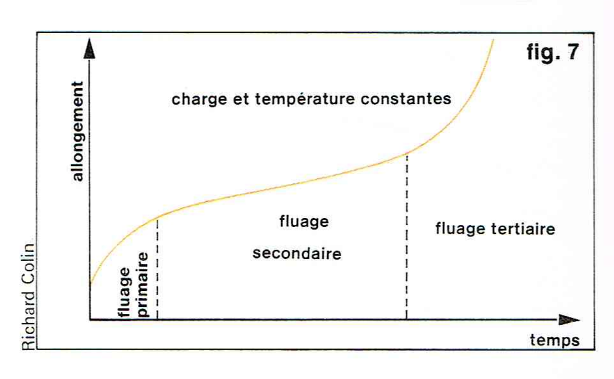
La forme de cette équation suggère plusieurs approches selon deux paramètres maintenus constants :

— $\dot{\varepsilon}$ et T constants : essais de traction simple; on enregistre σ et ε;

— σ et T constants : essais de fluage classiques; on enregistre ε en fonction du temps à charge constante plutôt qu'à contrainte constante;

— $\dot{\varepsilon}$ et σ constants : essais d'autostabilisation thermique; on enregistre la température en fonction du temps.

Aux températures hautes, c'est-à-dire au-dessus de 0,4 T_f (T_f étant la température absolue de fusion), ces trois approches montrent qu'au bout d'une certaine période transitoire (fluage primaire), on atteint un régime stationnaire (fluage secondaire), avant d'observer la phase finale qui conduit à la rupture (fluage tertiaire) [*fig.* 7]. Une des théories les plus simples du fluage est celle d'Orowan. Il considère que le fluage est un équilibre entre baisse de consolidation par restauration et reconsolidation par déformation :



$$\dot{\varepsilon} = \left(\frac{\partial \sigma}{\partial t}\right)\left(\frac{\partial \sigma}{\partial \varepsilon}\right)^{-1}$$

D'autres modèles plus complexes ont été proposés pour expliciter la vitesse de fluage secondaire. Deux d'entre eux sont présentés dans ce qui suit.

• *Modèle de Garofalo.* Il donne la vitesse de fluage en fonction de la contrainte et de la température :

$$\dot{\varepsilon} = \mathrm{A}\,(\mathrm{Sh}\alpha\sigma)^n\, e^{-\frac{\Delta \mathrm{H}}{k\mathrm{T}}}$$

ΔH est l'énergie d'activation apparente du phénomène à haute température. Pour $T > 0{,}5\ T_f$, le fluage est contrôlé par la diffusion. On a alors $\Delta H = Q_D$ énergie d'autodiffusion. Entre 0,3 et 0,5 T_f, le fluage est contrôlé par le glissement dévié.

• *Modèle de Nabarro-Herring.* Dans le cas du fluage à haute température avec diffusion, Nabarro propose la relation suivante :

$$\dot{\varepsilon} = \mathrm{A}\frac{1}{\mathrm{L}^2}\frac{\sigma\Omega}{k\mathrm{T}}\,\mathrm{D}$$

où L est la taille de grain, Ω le volume atomique,

$$\mathrm{D} = \mathrm{D}_0 e^{-\frac{\mathrm{Q_D}}{k\mathrm{T}}}$$

le coefficient de diffusion.

Rupture par fluage. L'accélération du fluage, constatée après le fluage secondaire, et qui conduit à la rupture, est attribuée à l'augmentation de la contrainte due à une diminution de la section, mais aussi à un changement de structure. Celui-ci consiste essentiellement en la formation de pores et de cavités intergranulaires. De petits pores apparaissent près des précipités, dans les joints; des cavités se forment d'abord à la jonction de trois grains dans les joints triples. La rupture intergranulaire par fluage est le fait de la plupart des alliages technologiques.

Les métaux purs ou certains alliages portés à très haute température sous forte contrainte peuvent se rompre par striction grâce à une restauration locale par migration des joints de grain ou par recristallisation. A la température ambiante, les alliages sont d'autant plus résistants que le grain est plus fin. A haute température, c'est l'inverse qui se produit. Entre les deux, on trouve une température d'équicohésion, où la résistance des grains est égale à celle des joints.

Aspect métallurgique. L'influence de la taille du grain a été étudiée en détail par Crussard et Sherby, qui trouvent que la vitesse stationnaire de fluage en fonction du diamètre du grain passe par un minimum pour des diamètres de l'ordre de 0,3 mm.

La structure du joint de grain a une influence. A grosseur de grain égale, la vitesse de fluage est plus importante dans les grains désorientés au hasard. Cette propriété est le fondement de la métallurgie des alliages résistant au fluage.

Aspect technologique

Les alliages résistant au fluage. Les principaux alliages résistant au fluage sont à base de fer, de nickel ou de cobalt; de bonnes propriétés en fluage sont obtenues dans des matériaux à haut point de fusion, à forte cohésion de réseau et à faible coefficient de diffusion, à précipités stables, fins et durs, à seconde phase fine et oblongue (1 à 10 μm × 0,2 μm), et à solutés en atmosphère pour bloquer les glissements.

Sur le plan pratique, les technologies avancées permettent d'utiliser des alliages à des températures de l'ordre de 1 000 °C pour les moteurs à turbine et de 700 °C pour les centrales nucléaires.

La métallurgie des alliages résistant au fluage. Différentes techniques spécifiques sont mises en œuvre pour la recherche de caractéristiques optimales à chaud : monocristaux, solidification unidirectionnelle et métallurgie des poudres, de façon à obtenir des alliages qui satisfont les propriétés précitées, et en particulier des gros grains orientés.

Propriétés mécaniques. Exploitation des résultats. L'essai de fluage à rupture le plus commun consiste à appliquer une charge morte à une éprouvette maintenue à température constante et à mesurer l'allongement en fonction du temps jusqu'à la rupture.

Les essais de fluage secondaire qui dépendent de quatre variables (contrainte, déformation, temps, température) sont souvent représentés à l'aide d'un paramètre d'équivalence temps-température-P(σ). Le paramètre le plus utilisé est celui de Larson-Miller :

$$P(\sigma) = T\,(20 + \log t)$$

Dans cette relation, t est le temps, T la température.

Effet de l'environnement. L'environnement peut avoir une influence sur la décohésion intergranulaire. L'oxygène, par diffusion intergranulaire, peut abaisser l'énergie de décohésion, entraîner la formation d'oxyde et exercer une pression dans les cavités.

L'irradiation par les neutrons conduit généralement à la production d'hélium qui fragilise les joints de grain, bloque les joints et crée des cavités intergranulaires.

La corrosion des matériaux métalliques

La corrosion correspond à l'attaque d'un matériau métallique par les agents chimiques du milieu environnant; le matériau perd alors ses propriétés d'origine. Ces agents chimiques sont, par exemple, les agents atmosphériques (cas des infrastructures routières et ferroviaires, des charpentes), l'eau sous forme liquide ou vapeur (cas des navires, des chaudières, des turbines, des installations de dessalement de l'eau de mer, des canalisations) et les produits chimiques (cas des industries chimiques, papetières, alimentaires). La formation de la rouille sur le fer et ses alliages est un exemple spectaculaire et fréquent de corrosion.

L'usage du terme corrosion (du latin *corrodere* : ronger) est essentiellement réservé au cas des métaux et des alliages; toutefois, selon la tendance actuelle, son usage serait également étendu au cas d'autres matériaux comme les polymères, les ciments, les verres et les céramiques. Cependant, les phénomènes mis en jeu diffèrent selon les matériaux, et la corrosion se rapporte alors plus spécialement aux conséquences communes : par exemple, diminution de poids, altération des propriétés de surface, diminution de la résistance mécanique, fissuration. Il faut noter que, souvent, le problème se complique par l'intervention supplémentaire d'un paramètre physique ou mécanique : on parlera ainsi de corrosion sous contrainte, de fatigue-corrosion, de frottement-corrosion, de corrosion-érosion ou encore de cavitation. Toutes ces causes, qui entraînent donc une perte des propriétés des matériaux en conditions d'utilisation, font partie de ce que l'on désigne actuellement par l'expression « phénomènes de ruine des matériaux ».

L'importance des problèmes de corrosion est très grande : aspects économiques, sécurité des installations, conservation des matières premières et économies d'énergie. Du point de vue économique, on distingue deux types de pertes par corrosion :

— les pertes directes, illustrées, par exemple, par les coûts de remplacement des structures corrodées, de réfection des peintures protectrices, ou encore de protection cathodique des canalisations;

— les pertes indirectes, qui correspondent à l'arrêt d'exploitation des installations pendant la durée de remplacement des parties corrodées, à la perte de produits, à la diminution des rendements, à la contamination des produits, au surdimensionnement des installations pour garder une marge suffisante de sécurité.

En France, on estime que le coût total annuel de la corrosion représente 8 à 10 % de la production d'acier.


C.E.A. - Photo R. Hasson

▲ ***Oxydation à l'air (rouille), du fer Armco, surface en cours de recouvrement. Ce cliché est centré préférentiellement sur les inclusions de SMn.***

Aux États-Unis, les dégâts causés par la corrosion sont évalués à 5,5 milliards de dollars par an, soit 2 % environ du produit national brut.

L'agent de corrosion peut être soit liquide, soit gazeux. Dans le premier cas, qui correspond à des températures relativement basses ($t < 100$ °C), on parle de corrosion électrochimique, ou encore de corrosion aqueuse, car l'eau est le solvant le plus courant; toutefois, d'autres milieux liquides comme les milieux organiques (ou les métaux liquides) jouent aussi un rôle important en corrosion. Dans le second cas, on parle de corrosion par les gaz, ou encore de corrosion sèche; la température y est généralement beaucoup plus élevée que dans le cas de la corrosion électrochimique.

Corrosion électrochimique

Les recherches en corrosion sont relativement anciennes, et, dès 1830, le physicien De La Rive en proposait une théorie électrochimique. Cependant, les recherches n'ont connu un grand développement que depuis une cinquantaine d'années; elles ont révélé que les phénomènes de corrosion sont complexes et que les facteurs métallurgiques y jouent un rôle important.

Considérons une électrode, à savoir un métal pur, qui plonge dans une solution, l'interface étant le siège d'une seule réaction électrochimique : $M \rightleftarrows M^{Z+} + Ze^-$; des ions M^{Z+} passent en solution jusqu'à l'équilibre, où le système, alors, n'évolue plus d'un point de vue macroscopique; le métal adopte un potentiel ε dit d'équilibre qui est donné par la relation de Nernst :

$$\varepsilon = E_0 + \frac{RT}{ZF} \mathrm{Log}\, a_i^{\nu_i}$$

où a_i est l'activité de l'espèce, et ν_i son coefficient stœchiométrique; E_0 est le potentiel standard.

L'influence du pH sur ce potentiel se traduit par la relation suivante :

$$\varepsilon = E_0 - 0{,}059\ \mathrm{pH} + \frac{RT}{ZF} \log \frac{(\mathrm{ox})}{(\mathrm{red})}$$

Graphiquement, l'influence du pH sur le potentiel pour un métal donné, pour lequel on considère toutes les espèces ioniques et solides correspondantes, se traduit par un diagramme dit de Pourbaix. Ce diagramme permet de distinguer pour tous les métaux trois domaines distincts : domaine de corrosion, domaine d'immunité, domaine de passivité.

Cependant, on ne peut décrire la corrosion en simples termes de thermodynamique électrochimique à l'équilibre. En effet, il faut tenir compte des aspects cinétiques, dus à l'intervention des phénomènes de polarisation. Sur une pièce métallique qui se corrode, il existe des sites anodiques et cathodiques. Sur un site anodique, il se produit une réaction d'oxydation du métal, à savoir, pour le fer, par exemple :

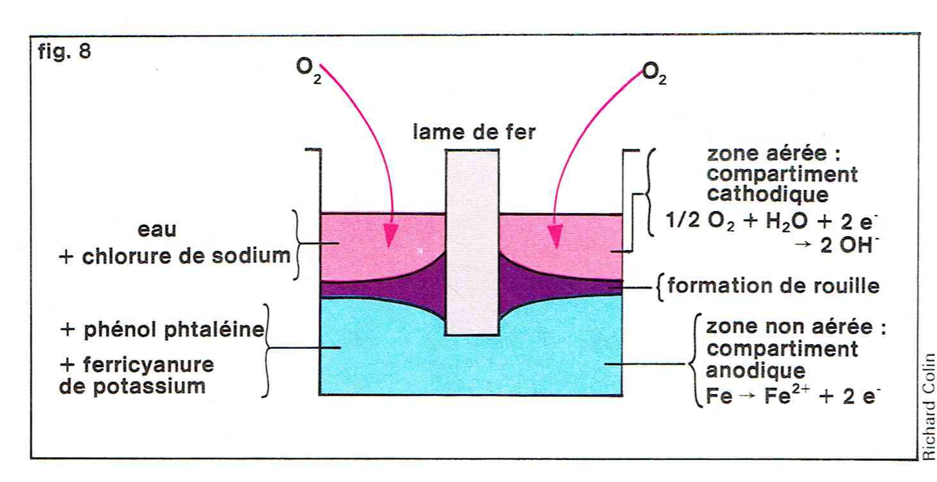
(1) $$Fe \rightarrow \underset{\text{(en solution)}}{Fe^{2+}} + 2\,e^-$$

le métal passe donc en solution sous forme d'ions. Cette réaction peut avoir lieu, car, simultanément, sur un site cathodique, il se produit une réduction qui, dans le cas de l'eau, correspond soit à la réduction de l'oxygène dissous :

(2) $$1/2\ O_2\ \text{(dissous)} + 2\,e^- + H_2O \rightarrow 2\,OH^-$$

soit à la réduction des protons H^+ :

(3) $$2\,H^+\ \text{(en solution)} + 2\,e^- \rightarrow H_2 \nearrow$$



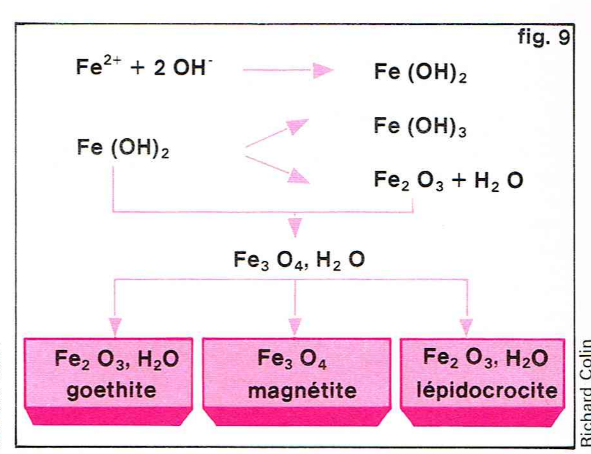
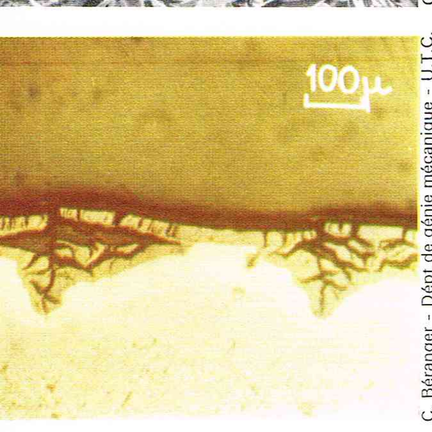


fig. 10
niveau du sol
regard
canalisation
liaison électrique
sol
anode réactive
Richard Colin

▲▶ A gauche, figure 8 : expérience « d'aération différentielle ». Elle consiste à créer une hétérogénéité dans le milieu de corrosion, d'où l'apparition de zones cathodique et anodique, et effet de pile qui entraîne la corrosion de l'anode. En haut, à droite, figure 9 : schéma indiquant comment va se former la rouille à la rencontre des compartiments anodique et cathodique de la figure 8.
▼ En haut : formation de poils (trichites) à la surface d'une couche d'oxyde de titane (rutile) obtenue par oxydation du titane à 850 °C dans une atmosphère contenant de la vapeur d'eau ; en bas, fissuration caractéristique d'une couche de zircone formée sur un alliage de zirconium.


C. Coddet - Dépt de génie mécanique - U.T.C.



C. Béranger - Dépt de génie mécanique - U.T.C.

L'intervention des réactions **(1)** et **(2)** peut être mise en évidence à l'aide de l'expérience dite « d'aération différentielle » (encore appelée pile d'Evans) [*fig.* 8]. Cette expérience consiste à créer une hétérogénéité dans le milieu de corrosion, d'où l'apparition de zones cathodique et anodique ; il en résulte un effet de pile qui entraîne la corrosion de l'anode. A la rencontre des compartiments anodique et cathodique va se former de la rouille, selon le schéma de la *figure* 9. Ce type de corrosion se manifeste également dans le cas d'une goutte d'eau salée déposée à la surface d'une plaque de fer.

Les bactéries peuvent, elles aussi, produire des modifications locales de concentration par suite de leur cycle de vie ; il en résulte donc, par hétérogénéité du milieu, un phénomène de corrosion dite bactérienne. Celle-ci se manifeste dans le cas des canalisations enterrées. De nombreux facteurs comme l'agitation du milieu, sa température jouent en outre un rôle important sur la vitesse d'attaque. Toute hétérogénéité dans le matériau conduit également à un effet de corrosion : les inclusions, les différences d'orientation cristalline ou de taux d'écrouissage vont en effet constituer des piles locales. Ainsi, la précipitation de carbure de chrome, $Cr_{23}C_6$, dans les aciers inoxydables austénitiques peut causer une corrosion intergranulaire sévère qui se manifeste en particulier dans le cas des structures soudées de part et d'autre du cordon de soudure. Des additions de titane ou de niobium permettent de lutter contre ce phénomène. Du point de vue géométrique, la corrosion se manifeste de plusieurs façons.

La passivation. Dans certaines conditions, l'attaque d'un métal est fortement ralentie par suite de la formation d'une pellicule superficielle protectrice. Ce film de passivation est très mince : de l'ordre de quelques angströms à quelques dizaines d'angströms. Les métaux de transition comme le fer, le nickel, le chrome et le titane, par exemple, sont susceptibles de se passiver. Ce phénomène est mis en pratique dans le développement d'alliages devant résister à la corrosion, comme les aciers inoxydables.

Moyens de lutte contre la corrosion électrochimique. L'addition d'un élément, même à faible teneur, peut améliorer à la fois les propriétés mécaniques et la résistance à la corrosion du métal de base. Citons comme exemple les aciers inoxydables, pour lesquels on ajoute au fer, suivant le type d'acier considéré, du chrome, du nickel et du molybdène. On peut par ailleurs protéger un acier ordinaire par un revêtement constitué d'un métal ou d'un alliage résistant bien au milieu de corrosion. Ainsi, on utilise des revêtements de zinc, d'étain, de nickel, de chrome.

Au lieu d'agir directement sur le matériau, on peut agir sur le milieu en ajoutant en très petites quantités un inhibiteur (1 ‰ en volume). Celui-ci forme à la surface du métal un film étanche, donc protecteur. Ces inhibiteurs peuvent être des composés minéraux comme les phosphates et les chromates, ou des composés organiques comme les amines.

Cependant, le mode de protection le plus élégant est de nature électrochimique. Il consiste à coupler le matériau à protéger avec un métal moins noble qui jouera le rôle d'anode : c'est la protection cathodique. Ainsi, en utilisant des anodes en zinc ou en magnésium, on protège les coques de navires, ou encore les canalisations enterrées (*fig.* 10). Ce type de protection peut être également réalisé en imposant au métal à protéger un potentiel convenable à l'aide d'une source extérieure de courant.

Corrosion sèche

La corrosion sèche est la formation d'un produit de corrosion C, le plus souvent solide, résultant de l'attaque d'un métal M par un gaz G : $M + G \rightarrow C$. Tous les métaux et alliages, à l'exception des métaux nobles (l'or par exemple), sont attaqués par les gaz. Cela traduit le fait que ces métaux ont une tendance spontanée à repasser à l'état d'ion, état sous lequel ils existent dans la nature sous forme de minerais.

Dans le cas de l'action de l'oxygène, il s'agit d'une *oxydation*. Cependant, tous les éléments électronégatifs, qu'ils soient sous forme libre ou combinée, peuvent provoquer une attaque. Il en résulte la formation, dans la plupart des cas, d'une couche superficielle protectrice constituée d'un ou plusieurs composés. La nature de ceux-ci dépend des conditions expérimentales, c'est-à-dire que seuls les produits stables d'un point de vue thermodynamique seront susceptibles d'exister.

En pratique, il est important de considérer la *vitesse d'oxydation ;* le plus souvent, pour la caractériser, on détermine la variation d'épaisseur de la couche d'oxyde ou l'augmentation de poids du matériau en fonction du temps. Différents types de lois de vitesse, appelées lois cinétiques, sont observés expérimentalement.

La vitesse d'attaque dépend en outre de la température, de la pression partielle et de la composition du gaz, de la pureté et de la structure du métal ainsi que de son état de surface. L'effet de la température est traduit par la relation d'Arrhénius $k = k_0 \exp(-Q/RT)$, où k est la constante de vitesse, et Q l'énergie d'activation du phénomène.

Du point de vue des mécanismes, la corrosion sèche est souvent régie par les phénomènes de diffusion à travers la couche de corrosion. Suivant la nature d'un oxyde, par exemple, c'est la diffusion du métal sous forme cationique ou la diffusion de l'oxygène sous forme anionique qui imposera sa vitesse. Ce phénomène de migration résulte de l'existence de défauts atomiques dans l'oxyde qui traduisent des écarts possibles de composition. En dehors de ces aspects diffusionnels, les paramètres structuraux, et surtout mécaniques, jouent un rôle important, parfois primordial ; ainsi, des fissures

formées dans la couche pour relâcher les contraintes de croissance font perdre à celle-ci son caractère *protecteur*.

Moyens de lutte contre la corrosion sèche. D'un point de vue pratique, de nombreux alliages présentent à la fois de bonnes propriétés mécaniques et une bonne résistance à la corrosion sèche. Cependant, la mise au point de ces alliages est une opération délicate dans la mesure où de nombreux paramètres sont à prendre en considération. Pour lutter efficacement contre la corrosion sèche, on peut aussi utiliser des revêtements, mais ceux-ci devraient avoir un ensemble de caractéristiques que l'on ne peut réaliser; aussi s'oriente-t-on le plus souvent vers une solution de compromis. Ces revêtements sont constitués soit de métaux (aluminium, chrome, nickel ou silicium), soit aussi de matériaux céramiques (oxydes, nitrures, carbures).

La corrosion sous contrainte

Les besoins du développement industriel ont conduit les métallurgistes à rechercher et à mettre au point des alliages métalliques à hautes caractéristiques mécaniques; d'autre part, les utilisateurs, dans leur désir d'améliorer le rapport résistance mécanique/poids de leurs constructions, ont été amenés à concevoir des structures dans lesquelles le taux des contraintes appliquées à ces alliages se rapproche de plus en plus de leur résistance mécanique réelle. Un mode nouveau de dégradation des matériaux est alors apparu : leur rupture sous l'action *simultanée* d'une contrainte et d'un milieu environnant plus ou moins agressif.

La première manifestation spectaculaire de ce phénomène fut sans doute les accidents survenus aux *Liberty Ships* américains que l'on vit se briser en deux parties dans les ports des États-Unis lors de la Dernière Guerre; cependant, tous les alliages métalliques à haute résistance proposés depuis trente ans risquent de subir dans certaines conditions les effets de ce mode de destruction extrêmement pernicieux.

Définition et caractéristiques générales

La corrosion sous contrainte est, par définition, l'initiation et/ou la propagation d'une fissure dans un matériau sous l'action conjointe d'une contrainte et d'un milieu agressif — généralement spécifique du matériau — et dans des conditions où ni l'action de la contrainte seule, ni celle du milieu environnant seul ne provoquerait de dégradation notable. Il s'agit d'une *rupture différée;* cela signifie que l'initiation d'une fissure de corrosion sous contrainte ainsi que la propagation par corrosion sous contrainte d'une fissure initiée par le même phénomène ou préexistante ne sont pas instantanées. Globalement, la rupture se décompose en trois étapes : initiation d'une piqûre aiguë à partir de la surface, progression lente d'une fissure à partir de cette piqûre sous l'action de contraintes en traction, et finalement rupture brutale lorsque la fissure a atteint une profondeur suffisante pour pouvoir se propager sous l'action des seules contraintes dans le matériau.

Pour caractériser le phénomène, les métallurgistes tracent généralement un diagramme, dans lequel on reporte en abscisse le temps de rupture d'une éprouvette, et en ordonnée la contrainte appliquée pendant l'essai (*fig.* 11 a). Ces diagrammes font généralement apparaître une « contrainte de non-rupture » σ_{nR}, au-dessous de laquelle aucune fissure ne progresse dans le matériau en présence du milieu considéré. Un essai plus élaboré consiste à placer une éprouvette normalisée de mécanique de rupture, au préalable préfissurée (par exemple par fatigue), sous un coefficient de contrainte K_{Ii} dans le milieu agressif. On mesure le temps de rupture (*fig.* 11 b). Il existe généralement une valeur de K_{Ii}, notée K_{Iscc}, qui représente la limite de non-propagation de la fissure initiale.

Manifestations

Nous donnons ici quelques exemples, parmi les plus connus, de couples alliage métallique-milieu de corrosion, qui ont donné lieu, ces dernières années, à des recherches de mécanismes approfondies.

Aciers à haute résistance. Les aciers de construction dits « à haute résistance » subissent, en présence d'atmosphères plus ou moins acides (eau ou milieux acides) et de contraintes inférieures ou égales à la limite d'élasticité, une fissuration dont l'initiation est toujours intergranulaire. Le phénomène présente une importance industrielle non négligeable, puisqu'il concerne, notamment, les câbles de ponts suspendus et les fils de béton précontraint. Sa détection est particulièrement délicate, car il débute dans les zones non aérées, donc peu accessibles, des structures.

Aciers inoxydables en milieu chloruré. Placés sous contraintes extérieures en tension dans des milieux contenant des ions chlorurés, la plupart des aciers inoxydables sont sujets à une corrosion fissurante, intergranulaire pour les aciers ferritiques et martensitiques, transgranulaire (au moins dans les premiers stades) pour les aciers austénitiques.

Aciers austénitiques en milieux basiques chauds. Un phénomène relativement nouveau de fissuration par corrosion sous contrainte a été récemment mis en évidence pour les aciers austénitiques et les alliages à base de nickel placés en présence de milieux alcalins à température supérieure à l'ambiante. La fissuration est intergranulaire et particulièrement sévère.

Alliages d'aluminium en milieu chloruré. Certains alliages d'aluminium à durcissement structural sont, en milieux contenant des ions halogénures, le siège d'une fissuration sous contrainte. Bien que la propagation soit intergranulaire, il ne faut pas confondre ce phénomène avec la corrosion intergranulaire sans contrainte des mêmes alliages. Cette remarque s'applique d'ailleurs également aux aciers inoxydables.

Alliages de cuivre. Le très ancien phénomène de fissuration intergranulaire des laitons en atmosphère ammoniacale n'a toujours pas trouvé d'explication théorique.

Alliages de titane. En milieu chloruré, certains alliages de titane présentent un risque de propagation sous contrainte de fissures préexistantes. Cette propagation est fonction de la texture du matériau et se produit par clivage de la phase hexagonale riche en titane. Ces mêmes alliages, mis en présence de certains solvants organiques, sont extrêmement sensibles à la rupture différée.

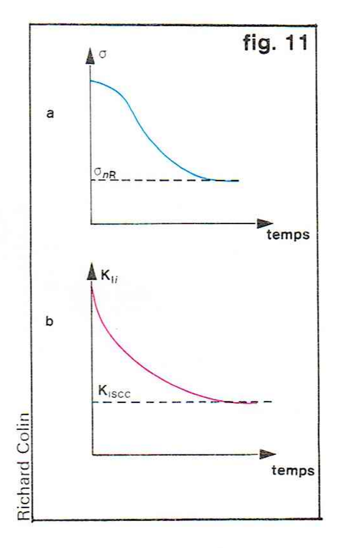
Mécanismes

Les mécanismes de la corrosion sous contrainte sont loin d'être élucidés. Les diverses étapes du phénomène n'ont d'ailleurs pas la même importance pour les différents couples alliage métallique-milieu corrosif. On peut tout au plus séparer les paramètres principaux qui interviennent dans le déroulement du processus.

Paramètres électrochimiques. Les réactions électrochimiques de corrosion pure interviennent tout d'abord de façon primordiale au niveau de l'initiation des fissures, puisque celle-ci ne peut s'expliquer que par une réaction de corrosion extrêmement localisée, soit en raison d'une hétérogénéité de surface du matériau, soit en raison d'une rupture locale des couches protectrices *(passivantes)*.

Pendant la propagation des fissures, on admet généralement qu'une micropile se forme, le fond de la fissure étant l'anode de cette pile. De plus, le milieu corrosif se trouve à cet endroit confiné et devient rapidement beaucoup plus acide que le milieu initial, cela en raison même de l'accumulation des produits de corrosion (ions métalliques hydrolysés). Cette acidification rend en particulier possible un dégagement intense d'hydrogène, dont l'action nocive sur les propriétés mécaniques sera évoquée plus loin.

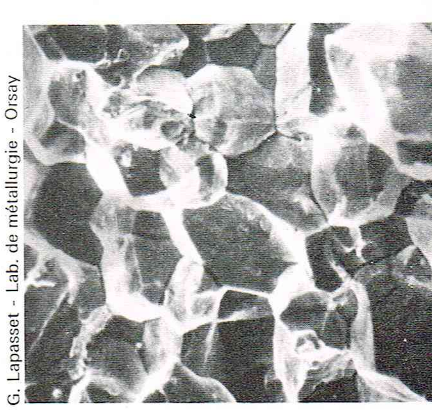
Propriétés des couches protectrices (passivantes). On sait que les alliages « inoxydables » (aciers inoxydables, alliages d'aluminium ou de titane) sont normalement recouverts d'une très fine couche protectrice, dite *passivante*, dont l'efficacité dépend du milieu agressif. La présence d'ions chlorurés rend, en particulier, cette couche beaucoup moins efficace. En corrosion sous contrainte, cette couche est localement détruite par la déformation du métal qui provoque en surface l'apparition de marches de glissement qui sont dues au mouvement des dislocations. Ce phénomène peut expliquer aussi bien l'initiation des fissures en certains points de la surface particulièrement déformés, que leur propagation en raison de la concentration de contrainte qui se produit au fond d'une fissure soumise à des tensions extérieures.

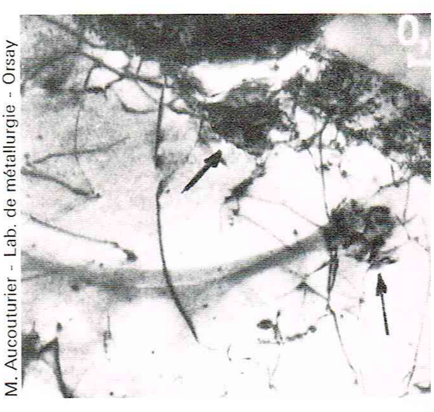


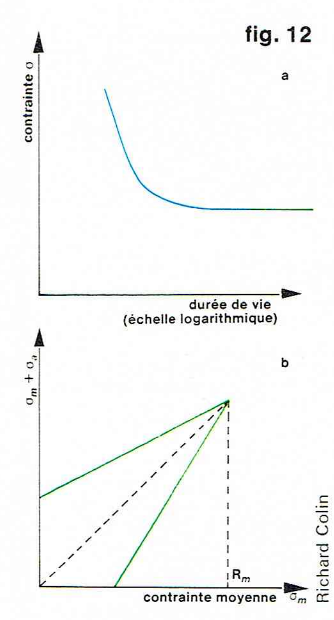
▲ ***Figure 11 : courbes caractéristiques du phénomène de rupture (voir développement dans le texte).***

◀ ***Page ci-contre, figure 10 : protection cathodique d'une canalisation enterrée.***

▼ ***En haut, faciès de rupture sous hydrogène d'un acier « Maraging ». En bas, microfissure due à l'hydrogène dans un alliage Fe-0,15 % Ti ; microscope électronique à 1 000 kV en transmission (C. N. R. S. - ONERA) sur lame mince et autoradiographie au tritium.***







▲ *Figure 12 : essais d'endurance : a, courbe de Wöhler ; b, diagramme de Goodman.*

Fragilisation en pointe de fissure. Il existe un certain nombre de cas où la propagation des fissures ne peut s'expliquer que par une modification des propriétés mécaniques du matériau en pointe de fissure.

L'un des mécanismes possibles est une fragilisation de l'alliage par l'hydrogène issu des réactions de corrosion. On admet en effet que, pour certains matériaux (aciers à haute résistance, alliages de titane), l'acidification du milieu corrosif à fond de fissure provoque, par réaction électrochimique, le dégagement d'hydrogène en quantités importantes. Cet hydrogène diffuse dans l'alliage et vient, pour des raisons thermodynamiques, se concentrer dans la zone de concentration de contraintes maximales, qui se situe légèrement en avant de la pointe de fissure. Si les vitesses de diffusion sont suffisamment grandes, la concentration d'hydrogène en ce point devient rapidement importante et provoque une fragilisation irréversible du matériau, en particulier à l'aplomb des défauts structuraux (joints de grains, par exemple). Pour que ce mécanisme soit possible, il faut que la vitesse de migration de l'hydrogène dans le réseau cristallin du métal soit grande. Cela n'est pleinement le cas que dans les alliages de symétrie cubique centrée (aciers ferritiques et martensitiques).

Pour d'autres alliages, il a été suggéré que l'action simultanée des contraintes et des réactions électrochimiques (dégagement d'hydrogène en particulier) provoque au fond de la fissure l'apparition d'une seconde phase : martensite dans les aciers inoxydables austénitiques, hydrures dans les alliages à base de nickel ou de titane. C'est cette seconde phase qui servirait de chemin préférentiel à la propagation des fissures.

Paramètres microstructuraux. Quel que soit le mécanisme invoqué pour expliquer la corrosion sous contrainte, la microstructure du matériau y joue un rôle fondamental. Ainsi, la cinétique de la destruction locale et de la réparation éventuelle des couches passivantes dépend de la composition de l'alliage et de l'arrangement des dislocations dans cet alliage. De même, la sensibilité à une fragilisation par l'hydrogène est fonction de la répartition des défauts (précipités, joints de grains, interfaces, dislocations) dans le matériau. L'existence d'hétérogénéités microstructurales, comme les zones présentant des gradients de précipitation autour des joints de grains des alliages légers, par exemple, est toujours néfaste. Enfin, les impuretés des alliages jouent un rôle fondamental, puisqu'il a pu être montré, par exemple, qu'un acier inoxydable de haute pureté est totalement insensible à la corrosion sous contrainte dans des conditions où un alliage industriel de composition analogue est fissuré irrémédiablement.

Lutte contre la corrosion sous contrainte

Les remarques ci-dessus définissent bien le cadre dans lequel peut s'exercer l'action du métallurgiste dans la recherche de matériaux résistant mieux à la corrosion sous contrainte. Ainsi, c'est une amélioration des couches passivantes qui est le plus souvent recherchée dans les aciers inoxydables ; l'adjonction d'éléments comme le molybdène à ces aciers en est un exemple. Toujours dans le domaine des modifications de composition, l'adjonction de certains éléments permet quelquefois d'agir sur la configuration des dislocations, ce qui diminue la hauteur des marches de glissement, sources d'attaques localisées. De plus, dans les aciers inoxydables austénitiques, on peut, par une légère augmentation de la teneur en nickel, par exemple, diminuer la probabilité de formation de martensite d'écrouissage en pointe de fissure.

Le second paramètre sur lequel peut agir l'utilisateur est le traitement thermique du matériau. Il a pu ainsi être démontré qu'un traitement thermique approprié (léger surrevenu des alliages légers ou des aciers martensitiques, par exemple) améliore considérablement la tenue d'un alliage donné à la corrosion sous contrainte sans trop dégrader sa résistance mécanique intrinsèque. L'explication d'une telle amélioration est sans doute à trouver dans les modifications microstructurales provoquées par ce traitement : diminution des gradients de concentration localisés autour des joints dans les alliages légers, modification de la répartition des sites de piégeage de l'hydrogène dans les aciers martensitiques.

Enfin, l'amélioration de la pureté des alliages conduit non seulement à une probabilité moindre d'amorçage des microfissures autour des inclusions, mais aussi à une amélioration de la tenue intrinsèque à la propagation de ces microfissures.

Sans aller jusqu'à affirmer, comme certains spécialistes, que la corrosion sous contrainte est en passe de devenir le problème numéro un de l'utilisation des matériaux métalliques, il est certain que la mise au point de matériaux nouveaux passe par la recherche des mécanismes de ce phénomène et des remèdes spécifiques qui peuvent y être apportés. Le métallurgiste comprend encore mal les paramètres de ce mode de destruction extrêmement coûteux. Il est à souhaiter que le développement des recherches en cours puisse apporter quelques réponses aux questions encore posées.

La fatigue des matériaux

C'est un fait d'expérience que les matériaux dans les conditions réelles d'utilisation peuvent se rompre sous une contrainte inférieure à la résistance à la traction, voire même à la limite d'élasticité, lorsque la sollicitation est répétée un grand nombre de cycles. Qui n'a pas tenté de casser un fil de fer en lui impliquant à la main quelques cycles de flexion ? Le comportement des matériaux sous sollicitation cyclique est appelé « fatigue ».

L'histoire de la fatigue des matériaux remonte aux années 1850, époque à laquelle des cas de rupture par fatigue sont relatés dans la littérature, mais plus de cent ans après que le physicien français René de Réaumur eut fait ses premières observations, au microscope optique, sur des cassures dans l'acier. L'expression « fatigue des métaux » date de 1854. Elle a été proposée par F. Braithwaite. Quant à la notion de « limite d'endurance », elle revient à Wöhler et date de 1858.

On peut distinguer trois étapes importantes dans la connaissance intime des phénomènes de fatigue. La première remonte à 1930 environ : elle correspond aux premiers travaux de Gough par microscopie optique, lesquels mettent en évidence le rôle prépondérant des glissements dans les déformations de surface. La deuxième étape date de 1950, avec les progrès de la métallographie tant optique qu'électronique et l'application du polissage électrolytique. Il convient de citer parmi les pionniers de cette seconde étape Zapffe, Hempel, Forsyth, Wood, Cazaud. A partir de ce moment, la fatigue sort du domaine technique pour être abordée d'un point de vue plus fondamental. Les premières observations portent sur l'évolution des déformations de surface et la naissance de microfissures dans des bandes de glissements permanentes. Vers 1945, Zapffe découvre que les cassures par fatigue d'éprouvettes en alliage léger et en acier doux sont couvertes de stries qu'il appelle « structure lamellaire ». Depuis 1960, seuil de la troisième étape, un nombre considérable de publications ont paru sur ce sujet, et il serait vain d'en faire un examen complet. Sur le plan mécanique, c'est à partir de 1960 que les travaux de Mc Clintock, Paris et Rice portent leurs fruits et permettent d'aborder le phénomène de la fatigue sous l'angle de la mécanique de la rupture.

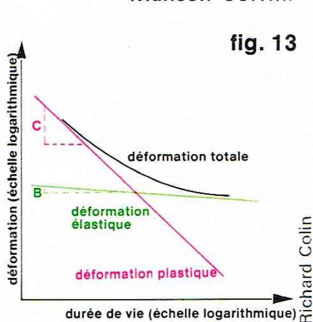
D'une façon générale, lorsqu'un métal est soumis à une contrainte cyclique voisine de la limite d'endurance, le corps du matériau restant dans un domaine macroscopiquement élastique n'est que très faiblement déformé. On n'observe pas de modification géométrique, pas plus qu'un changement notable, à l'échelle microscopique, de la densité de dislocations. Cependant, un trait caractéristique de la sollicitation cyclique est la formation de crans et de boucles de dislocations, témoignant de l'interaction des dislocations animées d'un mouvement de va-et-vient.

La déformation plastique proprement dite est localisée à la surface et autour de la fissure, à moins que la contrainte appliquée ne dépasse la limite d'élasticité ; dans ce dernier cas, où la plastification s'étend à tout le volume du matériau, on dit qu'il s'agit de fatigue plastique ou oligocyclique. Il convient d'insister sur le fait que la fissuration par fatigue se déroule, sauf en ce qui concerne la fatigue oligocyclique, en régime de plastification limitée et confinée.

La déformation plastique en surface ou à fond de fissure a pourtant un rôle essentiel en fatigue. Deux cas peuvent se produire :

— le métal durcit sous sollicitation cyclique, c'est le cas des structures en équilibre (métal recuit) ;

▼ *Figure 13 : essais de fatigue oligocyclique, courbe de Manson-Coffin.*



— le métal s'adoucit, c'est le cas des structures de trempe, ou bien encore des structures écrouies initialement.

Dans ces conditions, les premiers endommagements par fatigue se produisent à la surface sur laquelle apparaîtront les premières microfissures qui caractérisent la phase d'amorçage. Partant de la surface, la fissure progresse d'abord en contraintes planes sur une fraction de millimètre, c'est le stade I de la fissuration, puis en déformations planes, c'est le stade II, au cours duquel se développe une fissure macroscopique. La fissuration et l'amorçage en fatigue sont presque toujours transgranulaires.

Actuellement, on tend à séparer nettement les processus d'amorçage, auxquels on attache la notion d'endurance, de ceux de la fissuration. Pratiquement, le comportement du matériau est défini par une durée de vie liée à l'amorçage de la fissure et par une durée de vie associée à la progression de la fissure. On définit une limite d'endurance qui est la sollicitation la plus élevée qui ne conduira pas à l'amorçage d'une fissure nocive, et un seuil de fissuration au-dessus duquel une fissure existante pourra se propager.

Les différents moyens d'investigation

On aborde actuellement la fatigue des métaux de quatre façons différentes, à savoir : par le relevé des courbes de Wöhler, par la méthode de Coffin, par l'étude de l'écrouissage cyclique et par la mesure de la vitesse de fissuration en fonction du facteur d'intensité de contrainte.

La première de ces méthodes est de loin la plus utilisée, car elle permet de déterminer une limite d'endurance au-dessous de laquelle on est, en principe, à l'abri des ruptures par fatigue. L'inconvénient est que la limite d'endurance ainsi déterminée ne donne pas une idée convenable de l'influence des défauts, qui peuvent exister initialement dans une structure ou bien y apparaître en service, ni du développement ultérieur des fissures correspondantes.

L'exemple suivant atteste que la limite d'endurance, considérée sans précaution, peut effectivement être insuffisante. Un acier Maraging, dont la limite d'endurance est de 70 daN/mm^2, semble bien supérieur à un acier inoxydable austénitique 16-13 qui ne résiste en fatigue qu'à 19 daN/mm^2. En fait, l'étude de la propagation des fissures montre bien que le seuil du facteur d'intensité de contrainte ΔK_S à partir duquel il y a propagation est de l'ordre de 4 MPa $\sqrt{m}$ pour le premier de ces aciers, alors qu'il atteint 13 MPa $\sqrt{m}$ pour le second. Cela veut dire qu'en principe, pour un microdéfaut de taille donnée, il y aura fissuration dans l'acier Maraging pour une contrainte environ trois fois plus faible que dans l'acier inoxydable.

Cette comparaison montre bien que l'essai d'endurance ne peut pas, à lui seul, caractériser de manière réaliste la tenue à la fatigue. Il est donc essentiel de le compléter par l'étude de la propagation de la fissure, qui seule renseigne de façon précise sur le risque de fissuration d'une pièce en service, l'initiation la plus redoutable se faisant sur un défaut accidentel de la surface ou dans une région de concentration de contrainte. Dans une pièce en service, il faut d'ailleurs entendre par défaut aussi bien une piqûre de corrosion ou une empreinte accidentelle qu'un défaut congénital d'usinage, de soudage ou de fonderie. Les inclusions habituellement présentes dans les matériaux n'offrent, en revanche, pas le même intérêt; leur influence est en effet mieux connue, parce qu'elle est prise en compte dans l'essai d'endurance lui-même.

Les essais d'endurance. La courbe de Wöhler. Les essais d'endurance sont effectués en général sous effort sinusoïdal $F = F_0 \sin \omega t$, en traction, en flexion plane, en flexion rotative et parfois en torsion. Ils ont pour but de déterminer le nombre de cycles à la rupture en fonction de la contrainte appliquée. La courbe représentative, ou courbe de Wöhler, présente une asymptote à partir de 10^6 ou 10^7 cycles. La valeur asymptotique de la contrainte σ_d est appelée limite d'endurance (*fig.* 12 a). La courbe de Wöhler définit ainsi deux domaines : l'un de rupture, l'autre de non-rupture. Elle permet, de plus, d'évaluer une durée de vie probable pour une contrainte donnée.

Par nature, les résultats des essais d'endurance sont dispersés, et on les traite habituellement par des méthodes statistiques. La plus fréquemment utilisée est celle dite « de l'escalier ». Elle permet de déterminer la limite d'endurance ou une durée de vie à N cycles avec un petit nombre d'éprouvettes (9 à 25 éprouvettes).

La courbe de Wöhler dépend des paramètres de la sollicitation : fréquence, contrainte moyenne, contrainte alternée. Sauf en traction répétée, on trace en principe la courbe de Wöhler en fonction de la contrainte alternée pour une contrainte moyenne donnée. L'ensemble des résultats peut être représenté dans un diagramme de Goodman (*fig.* 12 b), ce diagramme n'étant qu'un moyen commode de rassembler d'une façon condensée les résultats des essais d'endurance (nombre de cycles à la rupture en fonction de la contrainte moyenne et de la contrainte alternée). Dans ce diagramme, la relation proposée par l'auteur est :

$\sigma_a = \sigma_0 \left(1 - \frac{\sigma_m}{R}\right)$, où σ_a : contrainte alternée; σ_m : contrainte moyenne; σ_0 : contrainte alternée pour $\sigma_m = 0$; R : résistance à la traction.

L'équation de la courbe de Wöhler est de la forme :

$$\log (N_f + B) = a - b \log (\sigma_a - E)$$

N_f : nombre de cycles à la rupture; B, a, b, E : coefficients empiriques.

Les essais de fatigue oligocyclique. La loi de Manson-Coffin. Lorsque les déformations sont importantes, on préfère rapporter le nombre de cycles à la rupture à l'amplitude de la déformation plutôt qu'à la contrainte. C'est essentiellement le domaine de la fatigue oligocyclique (*fig.* 13). Manson et Coffin ont établi empiriquement la relation suivante :

$$\frac{\Delta \varepsilon_p}{2} = \varepsilon'_f \, (2\, N_f)^c$$

$\Delta \varepsilon_p$ est l'amplitude de la déformation plastique.

Dans le domaine élastique, on a :

$$\frac{\Delta \varepsilon_a}{2} = \frac{\sigma'_f}{E} (2\, N_f)^b$$

soit au total :

$$\frac{\Delta \varepsilon}{2} = \frac{\Delta \varepsilon_p}{2} + \frac{\Delta \varepsilon_a}{2} = \varepsilon'_f \, (2\, N_f)^c + \frac{\sigma'_f}{E} (2\, N_f)^b$$

N_f : nombre de cycles à la rupture; c : exposant qui dépend de la ductilité ($0{,}05 < c < -0{,}7$); b : exposant qui dépend de l'endurance ($0{,}005 < b < -0{,}15$); ε_f : paramètre lié à la ductilité.

Pour $2\, N_f = 1$, on a : $\frac{\Delta \varepsilon_p}{2} = \varepsilon_f = \log \frac{S_0}{S}$: déformation vraie à la rupture en traction; σ'_f : paramètre lié à l'endurance.

Pour $2\, N_f = 1$, on a : $\sigma_a = \sigma'_f = \sigma_f$: contrainte vraie à la rupture en traction.

Les essais d'écrouissage cyclique. Les essais d'écrouissage cyclique conduisent à la détermination de la courbe de consolidation cyclique, caractéristique de l'état stable des déformations sous sollicitation cyclique. On obtient cette courbe en traçant le lieu des sommets des boucles stables d'hystérésis correspondant à des essais de fatigue commandés en déformation (*fig.* 14).

L'équation de la courbe de consolidation cyclique est de la forme :

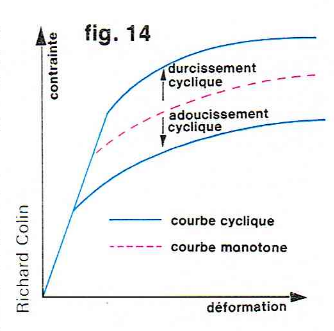
$$\sigma_a = k' \left(\frac{\Delta \varepsilon_p}{2}\right)^{n'}$$

n' est le coefficient d'écrouissage cyclique.

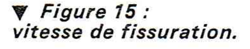
La position de la courbe de consolidation cyclique par rapport à la courbe de consolidation monotone permet de savoir si le métal durcit ou s'adoucit sous sollicitation cyclique.

Les essais de fissuration par fatigue. La vitesse de fissuration par fatigue est exprimée par l'accroissement de la fissure à chaque cycle. Elle est reliée à l'amplitude du facteur d'intensité de contrainte ΔK (*fig.* 15). Les essais de fissuration par fatigue sont donc effectués dans des éprouvettes calibrées, les mêmes que celles qui sont utilisées pour les essais de ténacité.

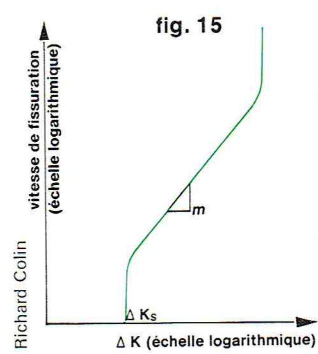
Paris a montré que la vitesse de fissuration $\frac{dl}{dN}$ est reliée à ΔK par la relation suivante :



▲ *Figure 14 : écrouissage cyclique.*



▼ *Figure 15 : vitesse de fissuration.*



$\frac{dl}{dN} = C\ (\Delta K)^m$; *m* est un exposant qui varie de 2 à 10.

Pour les faibles vitesses, ΔK tend vers un seuil ΔK_S et, au moment de la rupture, ΔK est de l'ordre de grandeur de K_{1c}.

Une approximation convenable pour l'ensemble de la courbe est donnée par la relation de Forman :

$$\frac{dl}{dN} = B \frac{\Delta K^m}{(1 - R)\ K_c - \Delta K}$$

$$R = \frac{\sigma_{min}}{\sigma_{max}}$$

Influence des conditions réelles d'utilisation

Sur le plan pratique, il convient de souligner que la tenue des matériaux à la fatigue ne dépend pas seulement des facteurs métallurgiques (taille de grain, inclusions, nature des glissements, précipitation, consolidation) qui règlent l'endommagement, mais également des conditions réelles d'utilisation, que l'on a l'habitude de classer en trois catégories : les facteurs liés à l'état de surface, les facteurs liés à l'environnement, les facteurs mécaniques de la sollicitation.

Dans la mesure où l'amorçage des fissures de fatigue est un phénomène de surface, tous les traitements affectant la géométrie de la surface ou les contraintes résiduelles ont une influence sur l'endurance. Les rayons profonds d'usinage et les congés de raccordement trop aigus sont connus pour abaisser la limite d'endurance. On ne doit pas pour autant en conclure qu'une surface rectifiée est recommandable dans tous les cas, à cause des contraintes résiduelles de traction qui y sont souvent associées. Un compromis est alors à trouver pour aboutir à une solution satisfaisante. Un des traitements de surface les plus efficaces pour améliorer la durée de vie à l'amorçage des fissures est le grenaillage. Il consiste à introduire superficiellement des contraintes résiduelles de compression résultant de la projection de particules calibrées.

Alors que l'état de surface ne joue que sur l'amorçage des fissures, l'environnement agit tant sur l'amorçage que sur la fissuration. En fatigue-corrosion dans une solution d'eau salée, on n'observe plus d'asymptote horizontale sur la courbe de Wöhler des alliages usuels, et la vitesse de fissuration est accrue d'un facteur atteignant parfois un ordre de grandeur. Inversement, une atmosphère pauvre en vapeur d'eau améliore nettement la tenue à la fatigue de la plupart des alliages. L'effet d'environnement est principalement marqué pour les sollicitations de faible amplitude et de faible fréquence.

Enfin, en pratique, il y a lieu de déterminer au mieux les paramètres de la sollicitation. Nous avons vu précédemment que, lorsque la contrainte moyenne augmente, la limite d'endurance diminue, et la vitesse de fissuration croît. Notons de plus que les sollicitations réelles d'une machine ou d'une structure sont rarement uniformes mais présentent généralement des régimes transitoires de sous-charge ou de surcharge. Ces variations temporaires de la sollicitation sont à prendre en compte pour prévoir le comportement des matériaux en service. Par exemple, une fissure en cours de propagation est ralentie lorsqu'elle subit périodiquement une surcharge. Par conséquent, l'ingénieur doit connaître précisément les conditions réelles d'utilisation pour déterminer correctement le comportement des matériaux vis-à-vis de la fatigue qui dépend, en somme, des facteurs métallurgiques, de l'état de surface, de l'environnement et de la sollicitation.

BIBLIOGRAPHIE

BÉNARD J., *l'Oxydation des métaux*, Gauthier-Villars, Paris, 1962. - CAZAUD M., POMEY G., RABBÉ P. et JANSSEN C., *la Fatigue des métaux*, Dunod, Paris, 1969. - GAROFALO, *Déformation et rupture par fluage*, Dunod, Paris, 1970. - HACHE A., *la Corrosion des métaux*, P.U.F., Paris, 1966. - PHILIBERT P., LACOURCELLE L. et BENSIMON R., *Protection contre la corrosion*, P.U.F. Paris, t. I, 1973, t. II, 1976, t. III, 1976. - RICHARDS C. W., *la Science des matériaux de l'ingénieur*, Dunod, Paris, 1965. - UHLIG H. M., *Corrosion and Corrosion Control*, John Wiley, New York, 1971.

MATÉRIAUX COMPOSITES

Définir les matériaux composites n'est pas chose aisée ; ce sont des matériaux hétérogènes, formés de deux types de constituants qui ont des propriétés et des rôles mécaniques différents, une *matrice* jouant le rôle de liant entre des *éléments de renforcement;* nous considérerons comme éléments de renforcement des fibres plus ou moins longues et très fines, incorporées dans la matrice par un procédé mécanique artificiel.

De façon concrète, on peut dire simplement que le prototype du matériau composite est le plastique renforcé par des fibres de verre. D'autres fibres de renforcement et diverses matrices, qui seront présentées ici, peuvent être utilisées pour former des matériaux composites semblables.

On notera que le béton armé et les eutectites orientés ne rentrent pas dans le cadre délimité ici ; cela est discutable, et, de fait, ces matériaux possèdent un certain nombre des caractères que nous présentons, en particulier en ce qui concerne les propriétés mécaniques. D'autres matériaux encore sont dans le même cas : l'amiante-ciment, le ferrobéton, les caoutchoucs renforcés ; ils possèdent tous des caractéristiques particulières qui les ont fait écarter de ce texte.

Cette présentation des matériaux composites comportera d'abord une partie descriptive (les fibres, les matrices, les procédés de fabrication) ; ensuite, un exposé de leurs propriétés mécaniques : d'abord les monocouches, puis les stratifiés, ensuite les matériaux et structures sandwich, enfin les composites à renforcement tridirectionnel.

Les matériaux de renforcement

Les éléments de renforcement utilisés dans les matériaux composites sont très variés. Il s'agit souvent de matériaux ayant des propriétés mécaniques élevées lorsqu'ils sont sous forme fibreuse, et, en général, de matériaux fragiles (leur courbe de traction ne présente pas de zone plastique) avec une capacité d'allongement faible. Les fibres longues et leurs tissus sont les renforts les plus utilisés, et nous passerons en revue leurs diverses catégories : les fibres minérales et céramiques (verre, silice, amiante, bore et carbure de silicium), les fibres organiques et leurs dérivés (carbone et graphite, Kevlar, autres fibres naturelles ou synthétiques), les fibres métalliques (*tableau* I).

On utilise aussi des charges dispersées, sous forme de paillettes ou de petits grains dont le rôle de renforcement est négligeable ou secondaire ; il peut s'agir de pigment, de particules de carbone destinées à rendre le composite conducteur de l'électricité, de petites billes de verre pour augmenter la rigidité en compression, de particules minérales donnant une résistance à l'abrasion, ou, plus simplement, de charges bon marché permettant de réduire la proportion de résine employée. Dans la plupart des cas, les propriétés mécaniques sont assez faibles, conditionnées par la liaison entre la charge et la résine, elle-même fortement dépendante du procédé et des soins apportés à la réalisation du composite. Ces charges dispersées ne seront pas examinées en détail ici.

Mentionnons également les trichites (ou *whiskers* en anglais), qui sont des monocristaux quasi parfaits : grâce à cette absence de défauts cristallins, leur résistance à la traction atteint des valeurs très élevées, proches de la limite théorique, évaluée à environ un dixième de leur module d'Young (rappelons que, pour les matériaux habituels, cette résistance va de quelques millièmes du module d'Young pour les qualités courantes à un ou deux centièmes pour les meilleures qualités). On sait fabriquer de tels monocristaux de métaux ou de matériaux inorganiques, mais ils n'ont pas réalisé les espoirs placés en eux pendant les années 1960-1970 où ils ont fait l'objet de nombreuses études, car leur incorporation dans des matrices s'est jusqu'à présent révélée décevante.

Les fibres de verre

Depuis la haute antiquité, le verre est un des produits les plus utiles de l'industrie humaine. Connu des Égyptiens et des Phéniciens, il a toujours passé, au cours des millénaires, pour un matériau fragile, un des symboles

mêmes de la fragilité. Utilisé tous les jours dans la gobeleterie, les vitres et les glaces, les lentilles d'optique, on l'imagine mal comme matériau à usages structuraux nécessitant de bonnes propriétés mécaniques.

Cette impression résulte pour une part d'une conception naïve de ce que sont de bonnes propriétés mécaniques : ainsi le verre sous toutes ses formes a un module d'Young de l'ordre de celui de l'aluminium ou du tiers de celui de l'acier; sa faible densité lui confère donc une *rigidité* rapportée à la masse de matière qui permet de le comparer favorablement à ces métaux. En revanche, sous forme de verre massif, il possède une *résistance* très faible, le dixième de la résistance des aciers courants. On a pu montrer que cela résulte d'une grande sensibilité à la fissuration : des fissures microscopiques, toujours présentes dans le verre, s'élargissent sous l'effet d'une traction et provoquent la rupture à des charges de l'ordre de 50 à 150 MPa; une compression, au contraire, referme ces fissures, ce qui explique la résistance beaucoup plus élevée (600 à 1 200 MPa) obtenue en compression. L'amélioration de la résistance du verre peut donc s'obtenir en refermant les microfissures : c'est le but de la trempe; ou en diminuant leur nombre en fabriquant des fibres de verre; le résultat en est spectaculaire, puisque ces fibres ont des résistances s'étendant de 600 à 6 000 MPa, valeurs jamais atteintes par les meilleurs aciers.

La possibilité de filer le verre fondu est connue depuis longtemps : on cite les fibres obtenues par les verriers italiens du XVIIe siècle, et le tissu de verre filé présenté à l'Académie des sciences par Réaumur en 1713. Cependant, c'est au XXe siècle seulement que des procédés efficaces de production de fibres ont été mis au point : fabrication à la filière (1908), par centrifugation (1929), par entraînement (1933). Les sociétés américaines Owens Illinois Glass Company et Corming Glass Work formèrent en 1938 une filiale commune, Owens-Corming Fiberglass Corporation, pour produire et commercialiser la fibre de verre et ses dérivés. D'autres sociétés comme Saint-Gobain et Fiberglass (société britannique) produisent maintenant des fibres de verre.

Propriétés générales des fibres de verre

Rappelons que « verre » est un terme générique pour désigner des solides amorphes à base de silice, mais avec des variations de composition assez larges. Bien que leurs propriétés physiques et chimiques dépendent de cette composition et des procédés d'élaboration, ces différentes fibres de verre ont en commun des caractéristiques intéressantes : elles ont une résistance à la rupture élevée, pour une masse volumique assez faible; elles sont parfaitement élastiques, et la déformation à la rupture atteint 5 %; incombustibles, elles conservent des résistances intéressantes à température élevée (environ 50 % à 350 °C et 25 % à 550 °C, par rapport à la résistance à température ambiante); elles ont un coefficient de dilatation thermique faible et une conductivité thermique élevée; elles ont de bonnes propriétés diélectriques, elles présentent une bonne résistance à l'humidité et à la corrosion (pour tous les solvants organiques et pour la plupart des acides et des bases); enfin, d'un point de vue économique, à performances égales, elles sont d'un bas prix de revient.

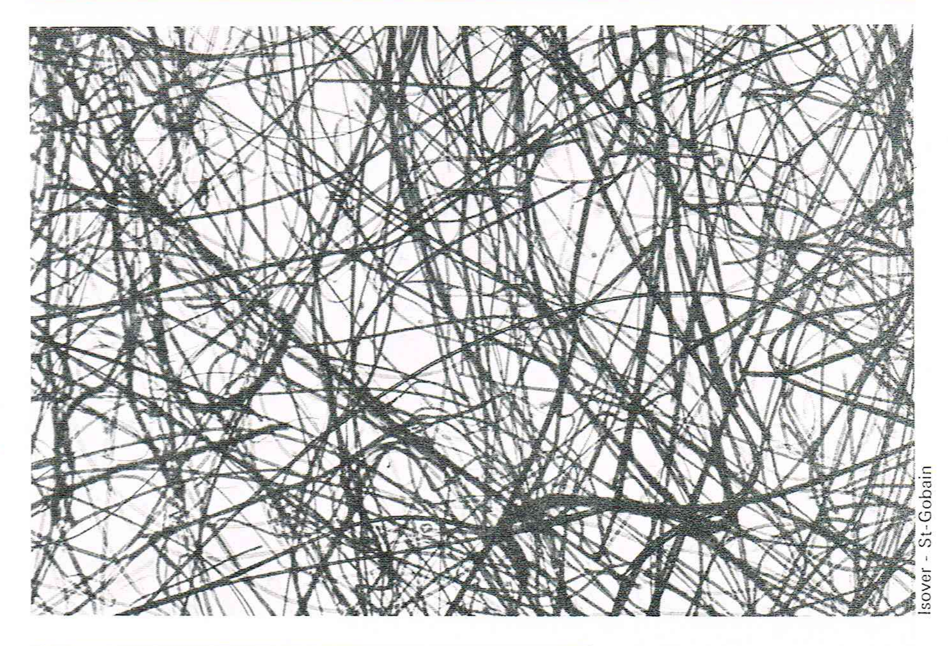
Fabrication des fibres

Trois procédés de production de fibres de verre conduisent à des produits différents : la *centrifugation* donne de courts filaments (2 cm et plus), principalement utilisés en vrac pour l'isolation; les *fibres discontinues* (ou *verranne*), de 20 à 40 cm de long, sont obtenues à partir du verre fondu par entraînement par un gaz chaud sous pression, qui peut être de l'air ou de la vapeur surchauffée; les *fibres continues* (ou *silionne*) de longueur indéfinie (plusieurs km) sont formées à la filière avec étirage mécanique. Toutes ces fibres sont ensuite mises en œuvre dans les opérations textiles classiques pour former des fils et des tissus. Toutefois, c'est la silionne qui est habituellement utilisée pour le renforcement des matériaux composites.

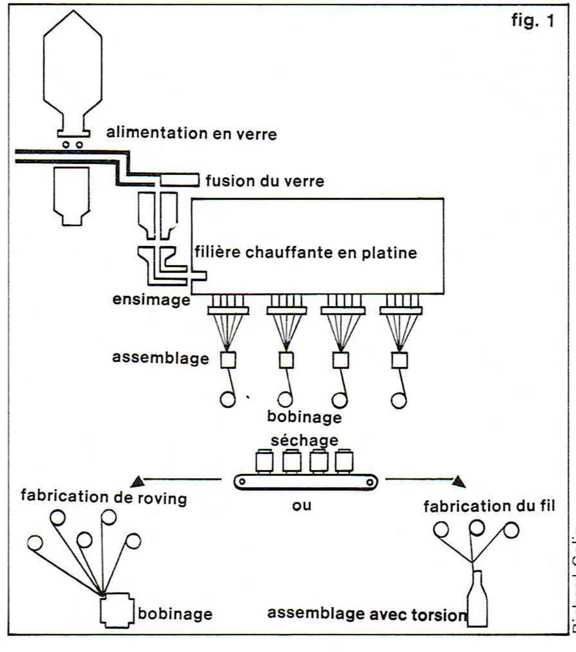
La silionne est fabriquée à la filière suivant le procédé schématisé à la *figure* 1. La filière en platine, chauffée par effet Joule, est alimentée en billes de verre ou directement en verre fondu. Le fond de ce récipient est percé de nombreux trous identiques (200, 400, 800, 1 600 ou même

Tableau I
Caractéristiques de quelques types de fibres

Types de fibres	Aspect et couleur	Diamètre (en μm)	Masse volumique (en kg/m^3)	Résistance à la rupture (en MPa)	Module d'Young (en MPa)
Verre E	Aspect soyeux, blanc	5 à 20	2 540	3 400	72 000
Verre R ou S		5 à 20	2 490	4 600	85 000
Bore	Éclat vitreux ou métallique, brun noir	100 ou 140	2 650	1 800 à 3 500	360 000 à 420 000
Carbure de silicium		100	3 300	2 500	490 000
Graphite à haute résistance	Aspect soyeux, noir	8	1 920	2 500 à 3 200	250 000 à 300 000
Graphite à haut module		8	1 750	2 000	420 000
Kevlar à haute résistance	Aspect soyeux, doré	12	1 450	3 500	84 000
Kevlar à haut module		12	1 450	2 700	130 000


Isover - St-Gobain

▲ *Tableau I : caractéristiques de quelques types de fibres. Ci-dessus, fibres de verre*



Richard Colin

◀ *Figure 1 : processus de fabrication des fibres de verre.*

Tableau II
Caractéristiques physiques des fibres de verre E, S et D

Caractéristiques	Verre E	Verre S	Verre D
Masse volumique (en kg/m^3)	2 540	2 490	2 160
Module d'Young (en MPa)	72 000	85 000	52 000
Résistance à 20 °C (en MPa)	3 400	4 600	2 400
Allongement à rupture à 20 °C (en %)	4,7	5,4	4,6
Limite élastique à 540 °C (en MPa)	830	1 900	
Résistance à 540 °C (en MPa)	1 700	2 400	
Coefficient de dilatation thermique linéaire en $°C^{-1}$ à 20 °C	$5{,}0 \cdot 10^{-6}$	$2{,}9 \cdot 10^{-6}$	$3{,}1 \cdot 10^{-6}$
Température (en $°C^{-1}$) donnant une viscosité de 10^{13} poises	660	810	520
Vitesse du son (en m/s)	5 300	5 900	4 900
Indice de réfraction	1,547	1,523	1,47
Constante diélectrique à 10^6 Hz	5,8	4,5	3,6
Constante diélectrique à 10^{10} Hz	6,1	5,2	4
Tangente de perte à 10^6 Hz	10^{-3}	$2 \cdot 10^{-3}$	$0{,}5 \cdot 10^{-3}$
Tangente de perte à 10^{10} Hz	$4 \cdot 10^{-3}$	$7 \cdot 10^{-3}$	$3 \cdot 10^{-3}$

▲ *Tableau II : caractéristiques physiques des fibres de verre* **E, S** *et* **D.**

plus); généralement, le diamètre de ces orifices va de 0,8 à 3,2 mm, suivant la filière. Les filaments sortent à une température de 1 300 °C environ, ce qui permet leur étirage, par entraînement par le bobinoir. Ils sont d'un diamètre beaucoup plus fin que les trous de filière : 5 à 20 μm; ce diamètre dépend, bien sûr, de celui des trous mais aussi de la pression du verre fondu dans le bac de filière, de la vitesse d'étirage (plus de 100 m/s) et de la viscosité du verre. La nappe de filaments reçoit un *ensimage*, enduit liquide destiné à faciliter son utilisation, puis est assemblée en un seul fil bobiné sur un manchon. Un fil de verre comprend donc de 200 à 1 600 filaments. Les *« gâteaux »* obtenus sur les manchons sont ensuite séchés pour enlever l'eau ou le solvant provenant de l'ensimage. Ils sont alors prêts pour les opérations textiles.

Composition des verres

Constituant principal des verres usuels, la silice (SiO_2) possède à l'état cristallisé une configuration tétraédrique où chaque atome de silicium est entouré par quatre atomes d'oxygène. Dans les verres solides amorphes, ce réseau est déformé ou rompu par la présence d'oxydes métalliques en proportion variable. On utilise pour les matériaux composites deux types principaux de verres : le verre E, de qualité courante, et un verre à performances mécaniques accrues (le verre S d'Owens Corming, le verre R de Saint-Gobain). D'autres qualités de verre sont utilisées pour leurs propriétés particulières.

Le **verre E** était primitivement destiné à des applications électriques; actuellement, c'est lui qui fournit la plupart des fibres utilisées dans le renforcement des plastiques, surtout pour les applications les plus courantes. A base principalement de silice, de chaux, d'alumine, d'oxyde borique, sa composition peut varier sans influencer de façon significative ses propriétés mécaniques ou électriques, ce qui facilite la production en fonction des matières premières disponibles et des procédés de production. La proportion (pourcentage en masse) des constituants principaux est la suivante : SiO_2 : 52 à 56; Al_2O_3 : 12 à 16; CaO : 16 à 25; B_2O_3 : 8 à 13; MgO : 0 à 6.

On peut trouver aussi, en proportions beaucoup plus faibles, Na_2O, K_2O, TiO_2, Fe_2O_3, etc.

Les propriétés du verre E sont récapitulées dans le *tableau* II. Quelques commentaires sont à faire, valables pour les trois qualités de verre présentées :

— la résistance à la rupture à la température ambiante est mesurée sur les fibres vierges à la sortie de filière; cette résistance peut être amoindrie dans une grande proportion par le stockage, le contact avec des gaz ou des liquides; de plus, la valeur donnée dans le tableau est une valeur moyenne; les fibres, étant fragiles à la température ambiante, présentent des valeurs de résistance dispersées sur une plage assez large; les caractéristiques statistiques de ces valeurs ne sont généralement pas publiées par les fabricants;

— le verre, solide amorphe, n'a pas de point de fusion défini, mais acquiert avec la température une fluidité de plus en plus grande; à 540 °C, sa viscosité lui confère déjà un comportement nettement plastique, comme en témoigne la différence entre limite élastique et résistance ultime;

— le coefficient de dilatation, l'indice de réfraction et les propriétés diélectriques ont été mesurés sur des échantillons massifs, tandis que les autres caractéristiques ont été obtenues sur les fibres.

Les verres S et R sont des verres à hautes caractéristiques mécaniques : leur module d'élasticité est environ 20 % plus grand que celui du verre E; pour la résistance, l'amélioration est encore plus sensible, de l'ordre de 35 %. De plus, ils conservent mieux leurs caractéristiques à température élevée et possèdent une meilleure tenue à la fatigue. La composition en masse du verre S est la suivante, compte non tenu d'additifs en très faible proportion : SiO_2 : 65; Al_2O_3 : 25; MgO : 10.

Le **verre D** a été développé pour les applications électroniques nécessitant de faibles constantes diélectriques, comme les radomes d'avions. D'autres verres sont produits sous forme de fibres. On peut noter que le verre à vitres, contenant une forte proportion de soude, est très sensible à l'humidité et ne convient pas au renforcement des plastiques. Des verres pour usages chimiques (résistants aux acides), des verres au plomb pour la protection contre les radiations sont disponibles. En général, ces propriétés particulières s'obtiennent au détriment des propriétés mécaniques, comme on le voit sur le tableau pour le verre D.

Présentation des fibres de verre

Les fibres de verre, de quelques μm de diamètre, ne sont jamais utilisées isolées; dès la sortie de filière, elles sont assemblées en fil (avec une torsion) ou en « roving » (sans torsion), suivant les utilisations prévues. Elles peuvent subir encore d'autres transformations, et on utilise, pour le renforcement des résines, diverses présentations, essentiellement les rovings, les fils, les fibres coupées, les mats, les tissus et les rovings tissés.

● Le *roving* ordinaire résulte de l'assemblage parallèle de mèches ou « bouts » de fibres dans des proportions variables (10 à 100 bouts de quelques centaines de fibres chacun).

Le roving bouclé est obtenu en faisant faire des boucles aux bouts lorsqu'on les assemble; un apprêt à base de résine et une légère torsion sont nécessaires.

Les rovings sont utilisés pour faire des structures par enroulement filamentaire (pièces bobinées servant de tuyaux, de récipients, etc.) et pour la fabrication de pièces nécessitant un renfort unidirectionnel (joncs, profilés). Ce sont également les produits de base pour les fibres coupées et pour les tissus lourds (rovings tissés).

● Les *fibres coupées* sont obtenues à partir de bouts ou de rovings, par découpe en petites longueurs (3 à 50 mm) faite par l'utilisateur ou directement par le fabricant de fibres. Leurs usages essentiels sont le renforcement des thermoplastiques moulés et des thermodurcissables par projection au pistolet.

● Les *mats de verre,* sortes de feutres, sont des couches assez épaisses de fibres coupées ou entières distribuées de façon aléatoire; pour obtenir la cohésion du mat, les fibres sont liées chimiquement ou aiguilletées. Ces mats sont utilisés dans divers procédés de moulage, en particulier le moulage au contact (moulage manuel) et certaines productions en continu.

On fabrique également des « mats de surface » très minces, dont le rôle n'est pas d'apporter un renforcement mécanique mais un aspect de surface régulier; dans certaines pièces, ils servent de couche de finition avec beaucoup de résine.

● Les *fils* sont essentiellement destinés aux usages textiles; ils sont obtenus à partir de bouts tordus assemblés eux-mêmes avec une torsion inverse de la torsion des bouts. L'industrie produit une grande variété de fils,

repérés par une nomenclature précise.

● Les *tissus* sont produits par les techniques textiles traditionnelles à partir de fibres, de bouts ou de fils, selon différentes armures, c'est-à-dire différents systèmes de croisement de la trame et de la chaîne; les plus employés sont le taffetas, le sergé et les satins. Les tissus avec des proportions égales en chaîne et en trame sont dits « équilibrés »; si, au contraire, une des directions a une proportion de fibres beaucoup plus grande que la direction transversale, le tissu est dit « tissu unidirectionnel ».

● On produit également, par tissage d'armures simples, des tissus plus lourds et plus épais à partir de rovings : ce sont les *rovings tissés*.

Tous ces tissus sont utilisés pour les pièces de grande taille en plastiques thermodurcissables.

● L'*ensimage des fibres de verre* assure une certaine cohésion interfilamentaire entre les fibres élémentaires pour donner une tenue suffisante aux bouts, fils et rovings; il lubrifie la surface du verre et le protège ainsi contre l'abrasion due au frottement des fibres entre elles ou avec les outils; il empêche l'apparition des charges électrostatiques sur les fibres ou permet leur écoulement rapide; il facilite l'imprégnation des fibres par les résines, ce qui est important avec les résines se gélifiant rapidement ou dans les procédés en continu dont la vitesse dépend de la facilité de mouillage des mèches par la résine; enfin — et c'est là un rôle très important — il peut améliorer dans une grande proportion l'adhérence entre fibre et matrice, qui conditionne la bonne résistance à la rupture des matériaux composites.

Les ensimages, auxquels tant de fonctions sont dévolues, sont formés de mélanges de produits chimiques suivant des formules très diverses dont le détail est généralement gardé secret par le fabricant de fibres ou l'utilisateur; en pratique, il en existe un très grand nombre, car chaque type de résine, chaque qualité de verre et chaque technique de mise en œuvre nécessite une formulation d'ensimage spécifique.

Les fibres de silice et de quartz

Certaines applications nécessitent des propriétés thermomécaniques ou électriques supérieures à celles des verres habituels. Des verres formés de silice presque pure doivent alors être utilisés; on distingue essentiellement trois formes :

● le *verre lavé*, obtenu à partir d'un verre contenant une proportion de silice de 65 %; par action d'un acide concentré chaud, il perd pratiquement toutes ses impuretés (il reste un squelette de silice pure à plus de 99 %); ses propriétés mécaniques sont faibles, mais il peut supporter, pendant de courtes périodes, des températures très élevées (1 000 °C et plus);

● la *fibre de silice*, qui s'obtient par étirage de baguettes de silice de pureté 95 à 99,4 %;

● la *fibre de quartz*, obtenue également par étirage de baguettes de quartz très pur (99,95 % en SiO_2).

Les fibres de quartz et de silice ont d'excellentes propriétés électromagnétiques (elles servent à la construction d'antennes et de radomes en plastique renforcé), ainsi que des propriétés remarquables de tenue en température : elles supportent très bien les chocs thermiques. On les utilise avec des résines phénoliques pour constituer des boucliers thermiques destinés à subir des températures très élevées pendant des temps de service très courts : l'effet de ces sollicitations se manifeste par une ablation du matériau, et la résistance à l'ablation est d'autant meilleure que la teneur en silice de la fibre employée est plus élevée.

Ces fibres sont fabriquées en filaments de diamètre 10 μm environ. Les fibres de quartz ont des propriétés mécaniques remarquables : pour une masse volumique de 2 200 kg/m³, elles ont un module d'Young de l'ordre de 70 000 MPa; leur résistance à la traction, de 9 000 MPa à la température ambiante, est encore de 7 000 MPa à 200 °C. Ces fibres de quartz sont utilisées comme les fibres de verre sous forme de rovings, de fibres coupées, de fils, de tissus, etc.

Les fibres d'amiante

Amiante est un terme générique pour désigner une trentaine de minéraux naturels fibreux de la famille de la serpentine et de l'amphibole; c'est une serpentine, le *chrysotile*, un silicate de magnésium hydraté, qui est la plus fréquente et la plus utilisée : elle représente environ 95 % de la production mondiale, l'U. R. S. S., suivie par le Canada, étant le premier producteur mondial. Les autres variétés utilisées dans le renforcement des plastiques sont l'*amosite* et la *crocidolite*.

L'intérêt industriel de l'amiante réside dans une inaltérabilité remarquable à la chaleur, à la flamme, aux acides et produits chimiques, à l'humidité, pour un prix de revient faible.

On peut séparer l'amiante en fibres classées en diverses qualités suivant leur longueur : on l'emploie sous forme de fibres courtes et de mats, ou on l'assemble en mèches, rubans et tissus. Typiquement, le chrysotile se présente sous forme de fibres d'une vingtaine de μm de diamètre, de longueur atteignant 2 cm et plus pour les qualités supérieures. Il se prête bien aux opérations textiles; toutefois, on lui préfère généralement la crocidolite, qui présente des fibres longues plus abondantes et plus économiques. Bien que ce soit la forme d'amiante qui fournisse les fibres les plus longues (jusqu'à 30 cm), l'amosite est, elle, peu propre aux opérations textiles et s'utilise sous forme de mats et de non-tissés, ou de fibres coupées. Les propriétés de ces trois variétés d'amiante sont présentées dans le *tableau* III.

Le degré de pureté des fibres d'amiante a une influence notable sur leurs propriétés mécaniques et, en particulier, sur la tenue en température.

L'amiante est utilisé seul pour le *renforcement des plastiques*, ou en association avec d'autres fibres. Sa présence peut abaisser sensiblement le prix de revient

▼ *Tableau III : caractéristiques des trois variétés d'amiante.*

Tableau III

Caractéristiques des trois variétés d'amiante

Caractéristiques	Chrysotile	Crocidolite	Amosite
Composants principaux	Silicates hydratés de magnésium ($3\ MgO \cdot 2\ SiO_2 \cdot 2\ H_2O$)	Silicates hydratés de sodium et de fer	Silicates de magnésium et de fer
Couleur, aspect	Blanc, gris, vert ou jaunâtre	Bleu	Gris, verdâtre ou brun
Masse volumique (en kg/m³)	2 400 à 2 600	3 200 à 3 300	3 100 à 3 250
Longueur	Variable, jusqu'à 2 cm et plus	Variable	Variable, de 5 à 30 cm
Flexibilité	Excellente	Très bonne	Bonne
Résistance en tension (en MPa)	500 à 700	700 à 3 500	100 à 1 200
Résistance aux acides	Médiocre	Bonne	Bonne
Résistance à la chaleur	Bonne, devient cassant aux hautes températures	Médiocre, matériau fusible	Bonne, devient cassant aux hautes températures
Chaleur spécifique (en J/kg/°C)	1 110	840	810

fig. 2

chauffage par effet Joule

filament de bore

chambre de réaction

mandrin

H_2

chambre de nettoyage

BCl_3–H_2

mercure

alimentation en filament de tungstène

Richard Colin

▲ *Figure 2 : principe du processus de dépôt du bore (procédé au tungstène).*

des plastiques renforcés au verre ; ses propriétés propres apportent de plus certains avantages : des fibres d'amiante courtes finement divisées rendent la résine plus visqueuse au moment de la mise en œuvre, améliorent l'état de surface et la tenue aux intempéries, améliorent la liaison entre le verre et la résine, diminuent la fissuration de la résine due au retrait et le coefficient de dilatation thermique.

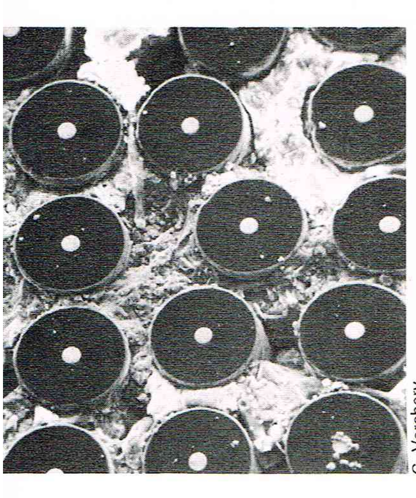
En association avec des fibres naturelles comme le sisal, l'amiante donne des *produits moulés* économiques, faciles à démouler, et ayant une bonne tenue à l'impact et à l'humidité.

Les fibres d'amiante, seules ou en association, peuvent *renforcer* ou *charger* une grande variété de *résines thermoplastiques* ou *thermodurcissables*. Les résines phénoliques ont de remarquables propriétés chimiques et électriques et une bonne liaison avec les fibres d'amiante obtenue pour de basses pressions de moulage. On s'intéresse de plus en plus à l'amiante comme renforcement des thermoplastiques (Nylons, vinyles et surtout polypropylènes).

Il faut aussi citer, bien qu'il soit à la limite des matériaux composites proprement dits, l'*amiante-ciment*, obtenu par incorporation de fibres d'amiante dans des ciments. La variété des produits obtenus — avec, en conséquence, une variété aussi grande des propriétés et des coûts — fait figurer les composites à base d'amiante dans de nombreux secteurs de l'industrie : le bâtiment utilise des plaques et panneaux ondulés, des gaines en amiante-ciment ; la construction automobile construit des tuyauteries, des carters de radiateurs, des tableaux de bord en résines phénoliques armées de sisal et d'amiante ; l'industrie chimique, l'industrie électrique, l'industrie des missiles mettent à profit dans de nombreuses applications les bonnes propriétés de résistance aux agents chimiques et d'isolation thermique et électrique. Sans être un produit de renforcement aussi noble que certaines autres fibres, l'amiante, dont la consommation pour le renforcement des plastiques était de l'ordre du million de tonnes au début des années 70, est donc largement utilisé.

Les fibres de bore et de carbure de silicium

▼ *Fibres de bore dans une matrice d'aluminium ; microscope optique à balayage.*



G. Verchery

C'est en 1959 qu'un chercheur de Texaco, aux États-Unis, a mis en évidence les excellentes propriétés de résistance et de rigidité du bore obtenu par dépôt en phase vapeur ; c'est l'origine des études sur les matériaux composites à hautes performances. Ce procédé de dépôt en phase vapeur (ou CVD : *Chemical Vapor Deposition*) est applicable à divers autres matériaux réfractaires et céramiques (carbures, nitrures, borures, etc.), dont la mise au point et l'industrialisation ont fait l'objet de nombreuses recherches (États-Unis et France).

La commercialisation des fibres de carbone ou même de Kevlar leur fait actuellement une forte concurrence ; aussi seules les fibres de bore et, dans une certaine mesure, celles de carbure de silicium (SiC) et celles de bore gainées de carbure de silicium sont-elles produites de manière industrielle ou pilote.

Fabrication des fibres de bore

Le principe du dépôt de bore est la réduction par l'hydrogène d'un halogénure : c'est la réaction de Van Arkel, qui se produit à haute température. En pratique, on utilise le trichlorure de bore (BCl_3), seul halogénure à avoir donné satisfaction. La réaction globale s'écrit :

$$2\ BCl_3 + 3\ H_2 \rightarrow 2\ B + 6\ HCl$$

Le procédé au tungstène est représenté sur la *figure* 2. C'est un procédé en continu qui tire son nom du substrat utilisé : filament de tungstène de diamètre 12,7 µm qui défile dans une série de réacteurs en verre où il est chauffé à une température de l'ordre de 1 100 à 1 300 °C. Dans la première chambre, il subit un nettoyage en atmosphère réductrice qui le débarrasse des impuretés (oxydes et lubrifiants de filière) provenant de sa fabrication. Il défile ensuite dans une ou plusieurs chambres alimentées en mélange réactif envoyé dans le sens de défilement ou à contre-courant. La réaction se fait au niveau du filament incandescent de tungstène qui se gaine de bore amorphe tout au long du réacteur, jusqu'à former une fibre de 100, 140 ou 200 µm de diamètre. Le taux de réaction est très faible, et il est nécessaire de recycler les produits réactifs pour obtenir des conditions de production économiques.

Les divers réacteurs sont assemblés par des embouts en forme de T contenant du mercure, ce qui permet le défilement du fil tout en assurant l'étanchéité. Le mercure assure également un contact électrique pour le chauffage par effet Joule du fil dans les réacteurs. C'est là le procédé traditionnel de chauffage, celui utilisé dans les installations de production commerciale ; récemment, on lui a substitué ou ajouté un chauffage par fours électriques entourant les réacteurs, chauffage plus uniforme qui permet de préparer des fibres de plus grande résistance (4 600 MPa de résistance moyenne) à une vitesse plus élevée.

D'une façon générale, la qualité du produit obtenu est très sensible aux conditions d'élaboration. Il faut maintenir un flux gazeux assez rapide pour évacuer de la périphérie de la fibre en cours de croissance le sous-produit de réaction (HCl) qui bloquerait la réaction ; on peut alors atteindre une croissance du diamètre de l'ordre de 2,5 µm par seconde de séjour dans le réacteur. La température du réacteur est déterminée par deux facteurs contradictoires : son augmentation favorise le rendement de la réaction, mais une température excessive produit un dépôt de bore nettement cristallin conduisant à une fibre cassante. Les impuretés gazeuses dans le mélange réactif et les impuretés et défauts de forme sur le substrat de tungstène sont à l'origine de défauts affaiblissant la résistance de la fibre.

Ces problèmes techniques sont maintenant maîtrisés par les producteurs, et ce sont les aspects économiques qui sont les plus importants. Il est impossible de donner de façon certaine les prix de revient des fibres de bore au tungstène, et de prédire leur évolution. Malgré une diminution spectaculaire de leur coût, ces fibres restent dans la catégorie des matériaux très onéreux : de 10 000 F le kg au début des recherches dans les années 60, il est passé en 1971, au début de la commercialisation, à environ 2 500 F le kg et pourrait descendre prochainement jusqu'à 800 à 1 000 F/kg. Cette évolution résulte, bien sûr, d'une amélioration du rendement des installations mais aussi, dans une large mesure, de la baisse des matières premières nécessaires à la fabrication : trichlorure de bore et surtout tungstène. Ce dernier, qui intervient (dans les fibres de diamètre de 100 µm) pour 1,6 % seulement en volume, contribue pour 12 % en masse et pour 30 à 40 % en prix de revient, tant à cause de son prix élevé à l'état massif qu'à cause du coût de tréfilage pour produire les filaments servant de substrat. Ces filaments de diamètre 12,7 µm (0,5 millième de pouce anglais) ont été retenus lors des premières recherches parce que déjà fabriqués pour les filaments d'ampoules électriques. En raison de la demande créée par la fabrication des fibres de bore (1 kg de fibre nécessite 120 g de tungstène, ce qui correspond à 50 km de filament de tungstène, quantité suffisante pour équiper des millions d'ampoules...), le prix du filament de tungstène a été divisé par deux depuis le début de son utilisation et peut encore baisser.

Ces données permettent de comprendre les diverses tentatives faites depuis quelques années pour remplacer le tungstène par un substrat moins lourd et moins onéreux. Ces recherches ont conduit à deux procédés de fabrication analogues au procédé au tungstène : un procédé à la silice et un procédé au carbone qui est déjà commercialisé. Les filaments de silice sont utilisés gainés

de carbone pour être conducteurs de l'électricité; les filaments de carbone, de diamètre 32,5 μm, permettent un gain de vitesse de production de 30 à 50 % par rapport à l'âme en tungstène, gain pouvant être accru encore en revêtant ces filaments par du graphite pyrolytique. Vitesse accrue et coût plus faible des matières premières permettent une réduction du prix des fibres obtenues par ces procédés. Les propriétés obtenues sont comparables à celles des fibres à âme de tungstène, comme on le voit sur le *tableau* IV; la masse volumique est plus avantageuse (rappelons que le tungstène a une masse volumique de 19 000 kg/m^3, soit 7 à 10 fois plus grande que les autres substrats); au contraire, les propriétés mécaniques sont abaissées, ce qui s'explique en partie par les excellentes caractéristiques mécaniques du tungstène (module d'Young de 350 000 MPa et résistance de l'ordre de 2 000 MPa à l'état vierge) et en partie par la nouveauté des autres procédés d'élaboration : une meilleure maîtrise de la production devrait améliorer sensiblement les valeurs de la résistance à la traction.

Caractéristiques des fibres de bore

Les propriétés des fibres de bore dépendent de la structure du matériau et de la morphologie de la fibre, caractéristiques qui sont déterminées par les conditions exactes d'élaboration. La structure des fibres de bonne qualité est qualifiée d'amorphe, ce qui désigne en fait une structure microcristalline. Les figures de diffraction aux rayons X présentent des halos diffus typiques des matériaux amorphes ou vitreux; l'analyse de la largeur des raies a permis de déterminer la taille des cristallites constituant cette structure : leur diamètre est de l'ordre de 20 à 30 Å. Si la température de réaction est un peu trop élevée, le bore peut se déposer sous forme de cristaux beaucoup plus gros, observables au microscope optique. La présence d'impuretés sur le substrat ou dans les gaz réactifs a le même effet. D'un point de vue pratique, ces gros cristaux constituent des points faibles du filament et doivent être évités.

L'élaboration modifie notablement la structure de l'âme dans les fibres à âme de tungstène. En effet, la température élevée provoque une diffusion du bore dans le tungstène et la formation de borures : WB, WB_4 et W_2B_5; le tungstène peut même être complètement boruré. Cette transformation s'accompagne d'une dilatation sensible de l'âme et de sa fragilisation. La morphologie de la fibre est très typique : la surface a un aspect d'épi de maïs résultant de la juxtaposition de nodules très lisses séparés par des rides; ces nodules résultent d'une croissance en cône du bore à partir de sites de nucléation sur l'âme. Une température de réaction trop basse provoque l'apparition de sites de nucléation secondaires qui se traduisent par une morphologie en chou-fleur, et une perte de résistance.

Les résultats d'essais de laboratoire pour étudier l'effet de la température d'élaboration sur la résistance en traction ont montré que l'on enregistre une chute brutale de résistance lorsque la température est excessive. Chaque valeur de résistance portée sur ce graphique est la moyenne de plusieurs essais de traction sur une même production. Un seul essai de rupture n'aurait, en effet, aucun sens, car les fibres de bore sont des matériaux fragiles; elles rompent dans leur domaine d'élasticité à des valeurs présentant une grande dispersion, et les ruptures ne sont pas dues aux propriétés intrinsèques du bore mais à la présence dans les échantillons de défauts plus ou moins graves, qui sont répartis le long de la fibre de façon aléatoire; leur gravité est elle-même aléatoire. C'est donc, plutôt qu'une valeur unique de résistance, une probabilité de rupture qui devrait être utilisée pour caractériser la résistance des fibres. La *figure* 3 donne la fréquence de rupture pour une production typique de fibres, obtenue par un très grand nombre d'essais. La valeur moyenne de cet histogramme est de 3 170 MPa, et l'écart quadratique moyen de 630 MPa; en fait, plus que ces valeurs, c'est la distribution des faibles valeurs (c'est-à-dire la fréquence des défauts rares mais graves) qui a sans doute le plus d'influence sur les propriétés des matériaux composites fabriqués avec les fibres de bore. L'histogramme de rupture dépend largement des conditions pratiques de production (soins et surveillance apportés à la conduite du réacteur).

Notons toutefois que tous ces résultats sont relatifs à la fibre nue, en sortie de réacteur. L'incorporation dans une matrice pour former un matériau composite dégrade la fibre dans une proportion à peu près inconnue mais qui dépend largement de la température d'élaboration du composite et du soin apporté à la fabrication.

Tableau IV
Caractéristiques des diverses fibres de bore

Nature du substrat	Diamètre (en μm)	Masse volumique (en kg/m^3)	Résistance à la traction (en MPa)	Module d'Young (en MPa)
Tungstène	100 140	2 620 2 520	3 500 3 500	415 000 405 000
Carbone	100 140	2 240 2 270	3 000 3 000	365 000 385 000
Silice		2 340	2 300	370 000

▲ *Tableau IV : caractéristiques des diverses fibres de bore.*

Le module d'Young, caractérisant la rigidité du matériau, est en revanche bien défini et insensible aux conditions de production des fibres. Le module de la fibre, qui est la moyenne volumique des modules du substrat et du bore, varie dans une faible mesure suivant la nature du substrat employé et suivant sa proportion dans la fibre, mais, pour chaque cas, il a une valeur unique (*tabl.* IV), de l'ordre de deux fois celle des aciers (210 000 MPa) et de six fois celle de l'aluminium et de ses alliages (70 000 MPa) pour une masse volumique légèrement inférieure à celle de l'aluminium et trois fois plus faible que celle des aciers. Les propriétés mécaniques sont insensibles à la fatigue mécanique : des essais en traction alternée entre zéro et la demi-résistance moyenne d'un lot de fibres n'ont pas modifié l'histogramme de leurs résistances après plus d'un million de cycles.

En revanche, ces propriétés sont sensibles à la température comme au vieillissement thermique. Le module d'Young décroît de façon sensiblement linéaire de 420 000 à 220 000 MPa lorsque la température croît de l'ambiante jusqu'à 520 °C. La résistance en traction décroît également, puis chute brutalement vers 600-650 °C, où elle est pratiquement nulle. Le coefficient de dilatation thermique, de $4,7 \cdot 10^{-6}/1$ °C à l'ambiante, passe à $5,0 \cdot 10^{-6}/1$ °C vers 300 °C.

Lorsque les fibres sont chauffées dans l'air à des températures inférieures à 200 °C, les propriétés mécaniques subsistent même pour de longues durées d'exposition. Au-delà, on observe une perte de résistance de plus en plus grande avec la température : 70 % de perte pour un séjour de 1 000 heures dans l'air à 3 000 °C, par exemple. Cette perte de résistance est due pour partie à la grande réactivité du bore aux températures élevées; ainsi, un séjour de 1 000 heures à 300 °C dans une atmosphère inerte comme l'argon ne diminue que de 30 % la résistance à la traction.

Cette réactivité du bore en température se manifeste aussi avec les métaux, en particulier l'aluminium et ses alliages utilisés pour les composites « bore-aluminium ». Leur fabrication, qui se fait toujours à chaud (pressage à chaud ou infiltration du métal fondu), doit être aussi brève que possible. Par contre, le bore est relativement inerte à la température ambiante.

Les fibres de carbure de silicium

Les fibres de carbure de silicium SiC sont fabriquées suivant le même principe que celles de bore, dans des installations de même type, par dépôt en phase vapeur sur filaments de tungstène de 12,7 μm de diamètre; c'est le méthyltrichlorosilane en présence d'hydrogène à 1 200 °C qui donne les meilleurs résultats. A la température ambiante, les fibres de carbure de silicium sont sensiblement plus rigides que les fibres de bore (module d'Young de 450 000 MPa environ), mais leur masse volumique est supérieure de 30 %, si bien que, rapportée à la masse de produit, la rigidité est moins bonne que celle du bore (*tabl.* V). De plus, la résistance à la traction est inférieure : typiquement, sa valeur moyenne est de 2 400 à 2 800 MPa. Par contre, le carbure de silicium a une excellente tenue à la température. A 1 300 °C, il possède encore 70 % de la résistance à la traction qu'il a à la température ambiante. De même, il est très peu sensible à un séjour prolongé dans l'air à haute tempé-

▼ *Figure 3 : histogramme de rupture pour une production typique de fibres obtenues à partir d'un très grand nombre d'essais.*

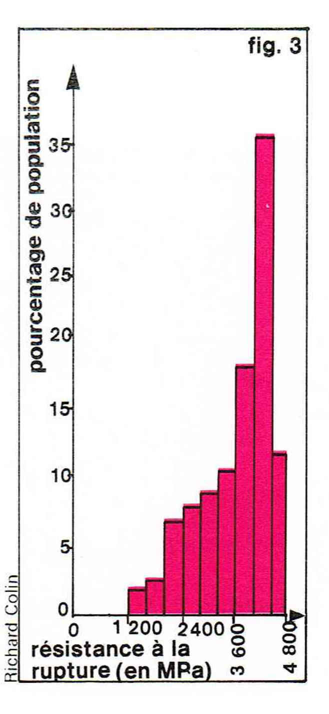
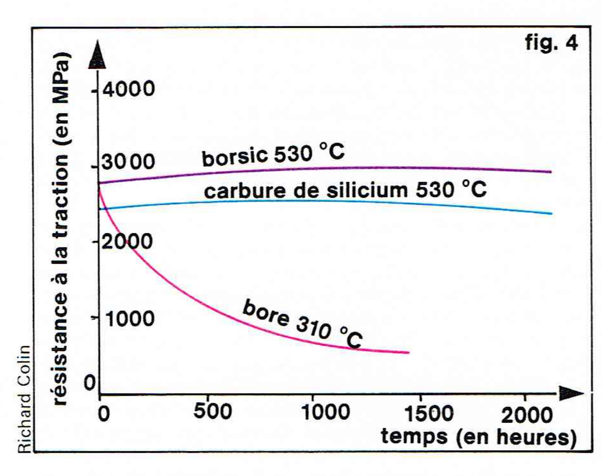


Tableau V Comparaison des caractéristiques des fibres de bore, des fibres de bore gainées de carbure de silicium (borsic) et des fibres de carbure de silicium			
Fibres	Masse volumique (en kg/m³)	Module d'Young (en MPa)	Rapport du module à la masse volumique (en m·N/kg)
Bore	2 630	415 000	$1{,}58 \cdot 10^8$
Borsic	2 680	400 000	$1{,}50 \cdot 10^8$
Carbure de silicium	3 460	450 000	$1{,}30 \cdot 10^8$

▲ *Tableau V : comparaison des caractéristiques des fibres de bore, des fibres de bore gainées de carbure de silicium (borsic) et des fibres de carbure de silicium.*



▶ *Figure 4 : résistance à la traction, à température ambiante, en fonction de la durée de séjour dans de l'air à haute température.*

rature, contrairement au bore; la *figure* 4 illustre ce comportement.

Ces caractéristiques le rendent particulièrement apte au renforcement des métaux pour des applications à température élevée. Toutefois, ce type de matériau composite a pour l'instant été peu étudié, si bien que les fibres de carbure de silicium ne sont pas fabriquées à grande échelle, ce qui grève leur prix actuel (plusieurs fois celui du bore).

Les fibres de bore gainées

Compte tenu des caractéristiques très favorables du bore (hormis la tenue en température), il était normal de chercher à améliorer ses propriétés thermiques. Une solution consiste à gainer les fibres de bore d'un matériau peu réactif à haute température. Le carbure de silicium (SiC) et le carbure de bore (B_4C) peuvent être utilisés. Le revêtement de la fibre de bore s'obtient en ajoutant une courte chambre supplémentaire au réacteur de la *figure* 2; par dépôt en phase vapeur, on obtient un gainage de 3 à 4 µm d'épaisseur.

▼ *Tableau VI : caractéristiques de diverses formes de carbone et de graphite.*

Tableau VI Caractéristiques de diverses formes de carbone et de graphite			
Nature	Masse volumique (en kg/m³)	Résistance à la traction (en MPa)	Module d'Young (en MPa)
Graphite massif		35	14 000
Fibres de carbone		700 à 1 000	55 000
Fibres de graphite : — Thornel 40 — Graphil HM	 1 560 1 950	 1 750 1 800 à 2 500	 280 000 350 000 à 410 000
Trichites		20 000	700 000
Valeur limite théorique			1 000 000

Les fibres de bore gainées de carbure de silicium, désignées sous le nom commercial de *borsic*, allient pratiquement les avantages du bore à ceux du carbure de silicium, comme on le voit sur le *tableau* V : masse volumique faible, bonne résistance à la traction, préservation de la tenue mécanique aux températures élevées.

Les fibres de graphite et de carbone

C'est en 1959 que des fibres de carbone destinées au renforcement de la résine ont été introduites sur le marché par Union Carbide; elles étaient produites par carbonisation de tissus de rayonne. Elles ont été utilisées, et le sont encore, pour le renforcement de pièces en résine phénolique pour fusées (parois de tuyères), ainsi que pour l'isolation thermique de fours travaillant en atmosphère neutre ou réductrice. Ces fibres possèdent des caractéristiques mécaniques moyennes (module d'Young de 55 000 MPa et résistance à la traction allant de 700 à 1 000 MPa environ), surtout par rapport à d'autres fibres en carbone étudiées dès 1960 et commercialisées à partir de 1965 : les fibres de graphite. Celles-ci sont élaborées par divers procédés à partir de fibres cellulosiques ou de fibres acryliques qualifiées de *« précurseurs »* et possèdent des modules d'Young allant de 180 000 à 700 000 MPa, des résistances allant de 1 200 à 3 500 MPa pour des masses volumiques comprises entre 1 500 et 2 000 kg/m³.

Que des filaments en carbone ou en graphite puissent avoir des caractéristiques mécaniques si élevées peut paraître étonnant quand on connaît les faibles caractéristiques du graphite massif. En fait, ces faibles propriétés sont dues à la structure du graphite : à l'échelle microscopique, il est constitué de plans faiblement liés entre eux, chaque plan étant au contraire formé d'atomes de carbone liés très solidement entre eux suivant un réseau hexagonal par des liaisons covalentes; l'anisotropie de rigidité et de résistance est très grande, et c'est des caractéristiques dans la direction perpendiculaire aux plans d'atomes que proviennent les faibles propriétés du graphite massif. Sous forme de filament, lorsque les liaisons covalentes sont convenablement orientées, on obtient des valeurs très élevées, et même des valeurs qui approchent les propriétés théoriques de la liaison covalente.

Le *tableau* VI compare les valeurs de diverses formes : graphite massif, fibres de carbone, deux exemples de fibres de graphite (le Thornel 40 fabriqué par Union Carbide à partir de rayonne, et le Graphil HM fabriqué par Courtaulds à partir de polyacrylonitrile), enfin des trichites — ou *whiskers*.

Fabrication des fibres de graphite

Les techniques de fabrication étant à la fois très variées et encore en évolution, ces fibres constituent toute une gamme de produits dont les caractéristiques sont très étalées. Toutefois, un produit déterminé possède des caractéristiques bien définies, et les fourchettes de valeurs indiquées correspondent donc à des produits variés et non pas à une dispersion des propriétés.

Fibres à précurseur cellulosique. Elles sont produites à partir de fibres de rayonne ou d'acétate, suivant des procédés américains. Un traitement préliminaire à l'acide permet de réduire la durée et la température des phases suivantes de la fabrication. En effet, on effectue ensuite une carbonisation à des températures allant jusqu'à 1 300 °C sous atmosphère inerte (azote) ou en présence d'acide chlorhydrique gazeux qui accélère le processus. Enfin, on termine par la graphitisation du fil par pyrolyse à haute température (1 800 °C à 3 000 °C) ; cette opération se fait sous gaz inerte avec étirage du fil, ce qui améliore nettement la rigidité et la résistance du fil.

Fibres à précurseur acrylique. Le procédé a été mis au point en Grande-Bretagne. Il utilise le polyacrylonitrile (PAN). Le principe de la fabrication est le suivant : on commence par une préoxydation sous tension du fil, à 200 °C (la tension exercée améliore la rigidité du produit fini), suivie par une carbonisation entre 1 100 °C et 1 500 °C, en atmosphère inerte ou réductrice; enfin, on termine par la graphitisation, qui s'effectue entre 2 500 °C et 3 000 °C.

Fibres fabriquées à base de brai. Au Japon et aux États-Unis, des procédés de fabrication à partir de brai

ont été étudiés et se développent. Le brai est un résidu des cokeries ou des raffineries d'hydrocarbures. Il est filé puis préoxydé à 200 ou 300 °C ; on procède ensuite à une carbonisation sous tension en atmosphère d'azote à 1 000 °C, et on termine par la graphitisation à 2 000-3 000 °C. L'intérêt de ce procédé, qui ne donne pas, pour l'instant, des fibres d'aussi bonnes performances que les procédés précédents, est le faible coût de la matière première employée.

D'autres fibres synthétiques ont été essayées comme précurseurs, mais ces tentatives n'ont pas débouché jusqu'à présent.

Utilisation et caractéristiques des fibres de graphite

Les procédés de fabrication décrits ci-dessus produisent des filaments noirs, d'aspect soyeux, très fins (7 à 10 μm de diamètre), continus ou semi-continus (c'est-à-dire de grande longueur). On assemble ces filaments en fils retordus ou non jusqu'à 1 mm de diamètre, soit plusieurs centaines de filaments. Ces fils peuvent être tissés, seuls ou mélangés à une autre fibre.

Les fibres de graphite sont actuellement fabriquées par plus de vingt producteurs aux États-Unis, en Grande-Bretagne, en Allemagne de l'Ouest, au Japon et en France, sous une quarantaine de variétés. Comme on ne peut donner les caractéristiques de l'ensemble de ces produits, on se contentera ici d'indications générales. Pour les fibres déjà bien au point, on trouve deux catégories : les fibres à haut module et les fibres à haute résistance ; en effet, si on augmente leur taux de graphitisation, par augmentation de la température de traitement, on obtient des fibres plus denses (jusqu'à 2 000 kg/m^3) ayant un module d'Young plus élevé (jusqu'à 400 000 ou 500 000 MPa), et une résistance dépassant 1 800 MPa ; au contraire, si le traitement de graphitisation est fait à température plus modérée, on obtient des fibres moins denses (1 600 à 1 800 kg/m^3), avec un module d'Young plus faible (200 000 à 280 000 MPa) mais des résistances plus élevées (jusqu'à 3 000 MPa). Ces fibres sont parfaitement élastiques, et la tendance est actuellement de préférer les fibres à haute résistance, car leur allongement à la rupture (rapport de la résistance au module d'Young) est plus élevé (jusqu'à 1,5 % contre 0,5 % pour les fibres à haut module), ce qui permet une meilleure compatibilité avec les résines utilisées comme matrices. Cependant, les fabricants mettent au point de nouveaux types de fibres de graphite dont les performances annoncées allient celles des fibres à haut module et celles des fibres à haute résistance, ou même les dépassent (Union Carbide prépare une fibre de module d'Young 700 000 MPa et de résistance 7 000 MPa, soit un allongement à la rupture de 1 % très convenable).

Signalons enfin que les fibres de graphite sont bonnes conductrices de la chaleur et de l'électricité, qu'elles ont un coefficient de dilatation thermique faible et une excellente résistance à l'humidité.

La fabrication de matériaux composites renforcés par fibres ou tissus de graphite se développe rapidement. Elle est favorisée par le coût relativement faible de ces fibres (leur prix est passé de 6 000 F/kg en 1965 à 500 F/kg en 1975), et leurs applications se sont étendues d'un secteur de pointe, les industries aéronautiques et spatiales, à un secteur de grande diffusion, l'industrie des loisirs : divers articles de sport à hautes performances (raquettes de tennis, cannes à pêche, clubs de golf) sont maintenant en résine renforcée par fibres de graphite.

Les fibres de Kevlar

Le Kevlar PRD-49 est l'appellation commerciale d'une fibre organique commercialisée depuis 1972 par la société DuPont de Nemours. Il s'agit d'un polyamide aromatique dont la structure, non publiée à ce jour par le fabricant, serait du type poly-p-benzamide :

$$\left[-CO-C_6H_4-NH-\right]$$

Cette fibre est produite sous plusieurs formes à haute résistance et à haut module, en filaments de très faible diamètre (12 μm), comme le verre ou le carbone. Les fils de Kevlar, de quelques centaines de filaments, d'aspect soyeux doré, sont utilisés tels quels ou en tissus. Le module d'Young varie de 84 000 à 130 000 MPa (soit de une fois à une fois et demie celui du verre ou de l'aluminium), tandis que la résistance varie en sens inverse de 3 500 à 2 700 MPa. L'avantage décisif du Kevlar réside dans sa faible densité (masse volumique de 1 450 kg/m^3), si bien que ses propriétés massiques sont remarquables : en particulier, son rapport résistance/masse volumique est le meilleur de toutes les fibres de renforcement. Ses autres avantages sont : une bonne résistance chimique ; une bonne tenue à la flamme et en température (les propriétés mécaniques sont sensiblement préservées jusqu'à 300 °C) ; une bonne résistance à la fatigue et une bonne absorption des vibrations.

En revanche, le Kevlar est très sensible à l'humidité. A température ambiante, la fibre absorbe 2 % d'humidité. Elle doit donc être conservée en récipient hermétique ou étuvée avant emploi. De plus, les composites renforcés par le Kevlar possèdent une résistance à la compression nettement plus faible (20 à 30 %) que la résistance en traction. Cette relative inefficacité du renforcement en compression peut être attribuée à une imprégnation médiocre des fibres de Kevlar par les résines habituellement utilisées.

Malgré ces défauts, la fibre de Kevlar est un sérieux concurrent pour les autres fibres, y compris la fibre de verre, grâce à un coût assez peu élevé. Ses applications croissantes devraient favoriser encore l'abaissement de son coût, et la commercialisation de fibres analogues par d'autres sociétés.

Les autres fibres de renforcement

On passe en revue ici diverses fibres d'usage plus restreint ou particulier.

Les fibres organiques naturelles. On utilise les fibres de jute, de lin, de sisal, de coton. Ce dernier, employé tissé, est très utilisé comme renfort des résines phénoliques pour des applications n'exigeant pas beaucoup de caractéristiques mécaniques : tableaux de bord, boîtiers, pièces isolantes, etc. Le sisal a été utilisé dans les premières constructions de radômes en plastique renforcé, en mélange avec d'autres fibres comme l'amiante et le verre ; son faible prix de revient compense ses faibles propriétés mécaniques (sa résistance à la traction n'est que de 50 MPa).

Les fibres organiques synthétiques. Ce sont principalement les fibres de polyester, les polyamides et les fibres de polypropylène. Les fibres de polyester s'utilisent, par exemple, dans une matrice de méthacrylate de méthyle pour le raidissement de verrières de cockpits d'avions. Les polyamides dans des résines phénoliques constituent d'excellents matériaux ablatifs : capables d'absorber beaucoup de chaleur, ils peuvent résister convenablement à des températures très élevées (2 000 °C et plus) pendant des durées limitées.

Les fibres métalliques. Des fils d'acier, de cuivre ou d'aluminium servent parfois, avec des résines, à fabriquer des moules et des outillages évacuant bien la chaleur, pour obtenir des parois réfléchissant les ondes radar, pour réaliser des cages de Faraday, toutes applications mettant en jeu les propriétés conductrices (thermiques ou électriques) de ces métaux.

Enfin les fils d'acier, employés sous forme de tresses, reçoivent une utilisation très importante dans les carcasses de pneumatiques ; ce caoutchouc renforcé, qui est un matériau composite bien particulier à cause de la grande déformabilité du caoutchouc, n'est pas étudié dans ce texte.

Les matrices

Le rôle de la matrice dans un matériau composite est complexe : ses fonctions mécaniques sont d'assurer un lien entre les fibres, de créer la rigidité et la cohésion du matériau en maintenant invariables les distances et orientations mutuelles des éléments de renforcement, enfin de transmettre au renfort les efforts s'exerçant sur la structure. Il faut donc rechercher une bonne adhérence entre le renfort et la matrice, par un choix judicieux des constituants et par des traitements appropriés lors de l'élaboration du composite (ensimage pour le verre).

▶ *Tableau VII : comparaison des caractéristiques de matrices résines, d'un élastomère et de l'aluminium. On notera leur faible rigidité (modules d'Young environ 20 fois plus petits que celui de l'aluminium).*

Tableau VII
Comparaison des caractéristiques de matrices résines, d'un élastomère et de l'aluminium

	Matériaux constituant les matrices	Résistance à la traction (en MPa)	Module d'Young (en MPa)
résines	Polyester	60	2 500
résines	Époxyde	80	3 500
résines	Phénolique		5 000
résines	Polyimide		4 000
	Élastomère		20
	Aluminium	300	74 000

De plus, vis-à-vis du milieu extérieur, la matrice sert de protection, que ce soit contre les chocs (les renforts sont souvent des matériaux fragiles très sensibles aux impacts) ou contre l'environnement non mécanique : produits chimiques, humidité, etc.

Enfin, l'aspect de surface, la couleur, la transparence ou l'opacité dépendent généralement de la matrice et d'additifs non renforçants.

Les divers types de matrices

Les propriétés des matrices ne seront pas exposées en détail ici ; contrairement aux fibres de renforcement, les matrices dans les composites ont sensiblement les mêmes propriétés que les matériaux massifs correspondants. On pourra donc se reporter aux autres parties de cette *Encyclopédie* pour obtenir plus de détails.

Les matrices utilisées dans les matériaux composites sont essentiellement les résines (que l'usage courant appelle « matières plastiques »). On trouve, pour des usages dans les techniques de pointe, des composites à *matrice métallique*, principalement l'aluminium et ses alliages. Le magnésium, le titane, le nickel ont aussi fait l'objet d'études. Ces métaux sont utilisés sous forme de feuilles très minces (épaisseur de l'ordre du 1/10 de mm), de poudre, de projection au chalumeau à plasma, etc. et sont mis en œuvre par pressage à chaud. En raison du coût très élevé de leur fabrication, les matériaux composites à matrice métallique sont réservés à des usages particuliers (aérospatiaux) et sont encore souvent à l'état de prototypes. On emploie aussi des matrices de carbone, obtenues d'ailleurs par carbonisation de résines, pour certains matériaux composites tridirectionnels.

Enfin, il faut citer des types de matériaux non étudiés ici, mais qui peuvent légitimement être considérés comme des matériaux composites : les caoutchoucs et élastomères armés, en particulier dans l'industrie des pneumatiques ; les bétons de fibres, les ferrociments et l'amiante-ciment, dans l'industrie du bâtiment, qui sont constitués d'une matrice de ciment renforcé par des fils de verre ou d'acier, ou des paillettes d'amiante ; les panneaux de verre armé, et sans doute bien d'autres matériaux, tant la définition des matériaux composites est élastique.

Les matrices résines

Ce sont les polyesters, les époxydes, les phénoliques, les silicones, les mélamines, noms génériques recouvrant chacun une certaine diversité de matériaux.

Les **polyesters** sont les résines les plus utilisées en raison de leur prix avantageux et de leur facilité d'emploi. Fournies sous forme de liquide qu'un inhibiteur de polymérisation permet de stocker pendant quelques mois, elles s'utilisent avec adjonction d'un catalyseur et d'un accélérateur de réaction. La réaction est nettement exothermique, ce qui peut nécessiter une mise en œuvre en plusieurs étapes pour des épaisseurs importantes. Les défauts principaux de ces résines sont leur retrait important pendant et après polymérisation et leur sensibilité au feu, hormis traitements particuliers.

Les **époxydes** se mettent en œuvre directement par adjonction d'un catalyseur. Elles ont des propriétés supérieures à celles des polyesters (caractéristiques mécaniques plus élevées, peu de retrait, faible inflammabilité, bonne tenue en température), mais n'atteignent pleinement leurs caractéristiques que si elles sont l'objet d'une fabrication soignée, en particulier sous forme d'un cycle de cuisson pour polymérisation, puis de postcuisson. Leur prix est plus élevé que celui des polyesters. Elles sont utilisées pour les applications mécaniques soignées, en particulier en aéronautique.

Les **phénoliques, silicones, mélamines** sont fournies sous forme de solution et se mettent en forme par moulage. Les résines phénoliques ont une bonne tenue à la chaleur ; leur module élevé (grande rigidité), vu leur mode de mise en œuvre par moulage, peut constituer plutôt un inconvénient. Les résines silicones et mélamines sont utilisées couramment pour leurs bonnes propriétés d'isolation électrique.

Les **polyimides** ont de bonnes propriétés mécaniques accompagnées d'une excellente tenue en température. Ils sont cependant de mise en œuvre délicate et nécessitent parfois, en raison de leur toxicité, des installations de fabrication spéciales.

Le tableau VII donne les caractéristiques mécaniques des matrices résines, comparées à celles de l'aluminium qui est la matrice métallique la plus utilisée ; on notera leur faible rigidité.

Ces propriétés, pour les résines du moins, ne sont qu'indicatives ; elles peuvent varier dans une assez large mesure en fonction de la nature exacte de la résine et du soin de la mise en œuvre.

Fabrication des matériaux composites

La fabrication des matériaux composites présente plusieurs originalités : ils peuvent être produits avec des constitutions très diverses, par de nombreux procédés, allant du plus rudimentaire au plus élaboré ; on ne fabrique pas les matériaux, puis, à l'aide de ces matériaux, des pièces, par un procédé de mise en forme ou d'usinage, on fabrique directement les pièces, et il serait plus exact de parler de fabrication des *structures* en matériaux composites. On peut donc choisir, en fonction des impératifs économiques et techniques, la nature, la proportion et la disposition des constituants, et également le mode de fabrication. Ainsi, on peut utiliser sous forme de renfort dispersé des matériaux dotés de propriétés mécaniques intéressantes, mais qui ne sont pas disponibles ou pas utilisables sous forme massive ; pour un matériau de renfort onéreux, on peut adapter sa répartition à l'usage envisagé ; on peut aussi, suivant les besoins, faire une fabrication industrialisée ou artisanale.

Cette souplesse a des contreparties : une fois réalisée, une pièce en matériau composite est très difficile à modifier. En particulier, un matériau composite se prête mal aux usinages : sa nature hétérogène nuit au bon fonctionnement des outils, et il perd parfois une partie de ses propriétés mécaniques. De plus, les assemblages de matériaux composites entre eux ou avec d'autres matériaux sont délicats à réaliser ; le meilleur des procédés, y compris dans les techniques de pointe, est le collage. En revanche, pour les matériaux à matrice résine, les réparations des parties endommagées peuvent être réalisées de façon artisanale, en rapportant de la matière sous forme d'un matériau composite de matrice compatible avec celle de la pièce à réparer.

Le choix des associations des deux constituants, matrice et renfort, n'est pas totalement libre ; il dépend de la méthode retenue pour l'élaboration et des caractéristiques d'emploi du matériau : les deux constituants doivent être compatibles chimiquement (le bore, par exemple, réagit avec beaucoup de métaux à chaud) ; leurs propriétés thermomécaniques doivent être, elles aussi, compatibles pour éviter l'apparition de précontraintes (d'origine thermique, par exemple). Enfin, l'utilisation de semi-produits est assez fréquente lors de l'élaboration de composites : monocouches de fibres de bore enrobées d'aluminium, fibres diverses préimprégnées de résine.

Les semi-produits, fabriqués à l'avance et stockés, facilitent la manipulation des matériaux de renfort, qui

est sans cela délicate en raison des faibles dimensions et de la fragilité des particules de renforcement.

Les composites métalliques sont essentiellement représentés par le « bore-aluminium », dont certaines propriétés rivalisent avec celles de l'acier pour une masse volumique trois fois plus faible. Il est obtenu par pressage à chaud d'un empilement de trames de fibres disposées sur un mince feuillard de métal et éventuellement enrobées d'aluminium par projection au chalumeau à plasma.

Les procédés de fabrication des composites à matrice résine sont plus variés ; ils vont des méthodes artisanales aux techniques industrielles automatisées : moulage au contact ou en double moule, moulage sous pression, bobinage filamentaire sur un mandrin, extrusion ou stratification en continu. On obtient ainsi les « polyesters verre » pour les applications courantes, les « époxydes-bore », « époxydes-carbone » et « époxydes-Kevlar » réservés aux applications spéciales de prix de revient beaucoup plus élevé.

Propriétés mécaniques des matériaux et des structures composites

Les matériaux composites, on l'a vu, sont des matériaux hétérogènes dans lesquels les éléments de renforcement ont été placés en proportions définies suivant des orientations privilégiées, ce qui leur confère une anisotropie de comportement ; du fait qu'un matériau composite est fabriqué pour un usage donné, les fibres, au moins en principe, sont dirigées suivant les efforts à supporter dans la pièce fabriquée ; en réalité, pour un composite, la fabrication de la structure et la fabrication du matériau sont simultanées et indissociables. Cet *aspect de structure* est une des trois caractéristiques clefs qui conditionnent la mécanique des composites, avec l'*aspect hétérogène* et l'*aspect anisotrope*, déjà indiqués.

On examinera d'abord les propriétés élémentaires d'une *monocouche*, c'est-à-dire d'une couche unique de fibres dans une matrice. Cette monocouche, sans être complètement une vue de l'esprit, n'a pas d'existence isolée : avec les fibres habituellement utilisées, son épaisseur est de l'ordre d'au plus quelques dixièmes de millimètre.

Les monocouches empilées et soudées les unes au autres forment des *plaques* et coques stratifiées ; elles peuvent aussi constituer les peaux des *structures sandwich*, qui ajoutent ou substituent au renforcement d'origine matérielle (par les fibres) obtenu dans les structures stratifiées ordinaires un renforcement de nature géométrique par la disposition de leurs couches. Enfin, on présentera brièvement les structures composites à *renfort tridirectionnel*.

Propriétés mécaniques des monocouches

L'anisotropie des monocouches

Pour la plupart des applications pratiques, on s'intéresse à des déformations et des contraintes moyennes, la moyenne étant faite sur une étendue petite par rapport aux dimensions de la couche, mais grande par rapport aux dimensions transversales des éléments de renfort. Dans de tels cas, il est logique d'idéaliser la couche élémentaire hétérogène par une couche de matériau homogène ayant la même réponse moyenne aux sollicitations : on choisit pour cela un matériau équivalent homogène *anisotrope*. Le type d'anisotropie dépend de l'arrangement du renfort dans la couche élémentaire. Le cas le plus fréquent est celui d'une couche renforcée par des fibres toutes parallèles ou par un tissu, c'est le cas de l'*orthotropie*.

Par suite de cette anisotropie, il est indispensable, pour décrire ou mesurer ses propriétés mécaniques, de définir un *repère de référence lié au matériau*, orienté suivant les directions privilégiées de la monocouche. C'est ainsi que, dans le cas d'une monocouche renforcée par fibres, l'axe Ox est orienté selon la direction des fibres, l'axe Oy est pris perpendiculaire dans le plan des fibres, et l'axe Oz, perpendiculaire aux deux premiers axes, donc à la monocouche, est choisi de façon à avoir un trièdre orthonormé direct.

Dans ce système d'axes, les propriétés élastiques sont décrites par neuf constantes élastiques, au lieu de deux pour les matériaux isotropes habituels ; en effet, les déformations ε_{xx}, ε_{yy}, ..., ε_{xy} sont proportionnelles aux contraintes σ_{xx}, ..., σ_{xy} suivant la loi de Hooke généralisée :

$$(1)\quad \begin{cases} \varepsilon_{xx} = S_{xxxx}\sigma_{xx} + S_{xxyy}\sigma_{yy} + S_{xxzz}\sigma_{zz} \\ \varepsilon_{yy} = S_{xxyy}\sigma_{xx} + S_{yyyy}\sigma_{yy} + S_{yyzz}\sigma_{zz} \\ \varepsilon_{zz} = S_{xxzz}\sigma_{xx} + S_{yyzz}\sigma_{yy} + S_{zzzz}\sigma_{zz} \\ \varepsilon_{yz} = 2\, S_{yzyz}\sigma_{yz} \\ \varepsilon_{zx} = 2\, S_{zxzx}\sigma_{zx} \\ \varepsilon_{xy} = 2\, S_{xyxy}\sigma_{xy} \end{cases}$$

Les neuf quantités S_{xxxx}, ..., S_{xyxy} sont des constantes de souplesse ayant la dimension inverse d'une contrainte.

La loi de Hooke généralisée est aussi utilisée sous la forme inverse qui exprime les contraintes en fonction des déformations à l'aide de neuf quantités C_{xxxx}, ..., C_{xyxy}, les constantes de rigidité (ou d'élasticité), qui ont la dimension d'une contrainte :

$$(2)\quad \begin{cases} \sigma_{xx} = C_{xxxx}\varepsilon_{xx} + C_{xxyy}\varepsilon_{yy} + C_{xxzz}\varepsilon_{zz} \\ \sigma_{yy} = C_{xxyy}\varepsilon_{xx} + C_{yyyy}\varepsilon_{yy} + C_{yyzz}\varepsilon_{zz} \\ \sigma_{zz} = C_{xxzz}\varepsilon_{xx} + C_{yyzz}\varepsilon_{yy} + C_{zzzz}\varepsilon_{zz} \\ \sigma_{yz} = 2\, C_{yzyz}\varepsilon_{yz} \\ \sigma_{zx} = 2\, C_{zxzx}\varepsilon_{zx} \\ \sigma_{xy} = 2\, C_{xyxy}\varepsilon_{xy} \end{cases}$$

En fait, on peut donner, par analogie avec le comportement des matériaux isotropes habituels, une signification physique aux coefficients de proportionnalité en écrivant la loi sous une troisième forme :

$$(3)\quad \begin{cases} \varepsilon_{xx} = \dfrac{1}{E_x}\sigma_{xx} - \dfrac{\nu_{xy}}{E_x}\sigma_{yy} - \dfrac{\nu_{xz}}{E_x}\sigma_{zz} \\ \qquad\qquad \varepsilon_{yz} = \dfrac{1}{2\,G_{yz}}\sigma_{yz} \\ \varepsilon_{yy} = -\dfrac{\nu_{yx}}{E_y}\sigma_{xx} + \dfrac{1}{E_y}\sigma_{yy} - \dfrac{\nu_{yz}}{E_y}\sigma_{zz} \\ \qquad\qquad \varepsilon_{zx} = \dfrac{1}{2\,G_{zx}}\sigma_{zx} \\ \varepsilon_{zz} = -\dfrac{\nu_{zx}}{E_z}\sigma_{zz} - \dfrac{\nu_{zy}}{E_z}\sigma_{yy} + \dfrac{1}{E_z}\sigma_{zz} \\ \qquad\qquad \varepsilon_{xy} = \dfrac{1}{2\,G_{xy}}\sigma_{xy} \end{cases}$$

E_x, E_y et E_z sont les 3 modules d'Young dans les directions x, y, z respectivement ;

G_{yz}, G_{zx}, G_{xy} sont les 3 modules de cisaillement dans les plans yz, zx, xy respectivement ;

ν_{xy} et ν_{yx}, ν_{xz} et ν_{zx}, ν_{yz} et ν_{zy} sont les six coefficients de Poisson dans les plans xy, zx et yz ; ils ne sont pas indépendants mais liés par trois relations :

$$\frac{\nu_{xy}}{E_x} = \frac{\nu_{yx}}{E_y} \qquad \frac{\nu_{xz}}{E_x} = \frac{\nu_{zx}}{E_z} \qquad \frac{\nu_{yz}}{E_y} = \frac{\nu_{zy}}{E_z}$$

ce qui donne bien au total 9 coefficients indépendants pour la loi de Hooke.

Remarquons bien que ces expressions de la loi de comportement sont valables uniquement dans le repère de symétrie O_{xyz} et que, dans un repère quelconque O_{XYZ}, elle prend une forme encore plus complexe : chacune des déformations mesurées dans le nouveau repère est proportionnelle à l'ensemble des contraintes mesurées dans le nouveau repère, par exemple :

$$(4)\quad \overset{*}{\varepsilon}_{YY} = \overset{*}{S}_{YYXX}\overset{*}{\sigma}_{XX} + \overset{*}{S}_{YYYY}\overset{*}{\sigma}_{YY} + \overset{*}{S}_{YYZZ}\overset{*}{\sigma}_{ZZ} + 2\,\overset{*}{S}_{YYYZ}\overset{*}{\sigma}_{YZ} + 2\,\overset{*}{S}_{YYZX}\overset{*}{\sigma}_{ZX} + 2\,\overset{*}{S}_{YYXY}\overset{*}{\sigma}_{XY}$$

et 5 autres relations analogues. Les symboles * ont pour objet de mettre en évidence le fait que les grandeurs ε, S ou σ sont mesurées dans un repère différent du repère de symétrie. Les 36 coefficients S de ces relations ne sont pas indépendants entre eux, mais se calculent à partir des 9 quantités S_{xxxx}, ..., S_{xyxy} qui permettent d'écrire la loi de comportement élastique dans le repère de symétrie. Ils s'obtiennent d'après les règles du calcul

tensoriel ; en effet, ces coefficients S sont les composantes d'un tenseur d'ordre 4. On écrit généralement les six relations du type **(4)** de façon symbolique :

(5) $$\overset{*}{\varepsilon}_{IJ} = \overset{*}{S}_{IJKL}\overset{*}{\sigma}_{KL}$$

où les indices I, J, K, L représentent *x, y* ou *z*, et où une sommation double par rapport à K et L est sous-entendue. Ces relations s'inversent sous la forme :

(6) $$\overset{*}{\sigma}_{IJ} = \overset{*}{C}_{IJKL}\overset{*}{\varepsilon}_{KL}$$

qui généralise les équations **(2)** à un repère quelconque. Les 36 coefficients C sont également les composantes d'un tenseur.

On peut également écrire les relations **(4)** ou **(5)** en donnant une signification physique aux coefficients (modules d'Young, de cisaillement, coefficients de Poisson, etc.). En pratique, on se borne à des axes O_{XYZ} obtenus à partir des axes O_{xyz} par rotation d'un angle θ ; et on définit en particulier le module d'Young E_X^* dans cette direction OX à θ par rapport à O*x* ; compte tenu des relations de transformation des constantes S, on l'obtient à partir des constantes des relations **(3)** :

(7)

$$E_X^*(\theta) = \frac{1}{\dfrac{\cos^4\theta}{E_x} + \left(\dfrac{1}{G_{xy}} - \dfrac{2\,\nu_{xy}}{E_x}\right)\cos^2\theta\sin^2\theta + \dfrac{\sin^4\theta}{E_y}}$$

Les courbes polaires représentatives de ce module d'Young dans une direction arbitraire sont données plus loin pour divers matériaux.

Pour conclure, il faut indiquer que, malgré leurs noms de modules d'Young, de modules de cisaillement, de coefficients de Poisson, les constantes introduites ici ne satisfont pas aux relations et conditions valables dans le cas d'un matériau isotrope

$$\left(2\,G = \frac{E}{1+\nu} \text{ et } 0 < \nu < \frac{1}{2}\right)$$

en particulier, les coefficients de Poisson généralisés, bien que limités, peuvent dépasser 1/2.

Prévision des caractéristiques élastiques d'une monocouche

Dès le début de l'utilisation des composites, les praticiens comme les théoriciens ont étudié les monocouches à partir de la connaissance des caractéristiques des fibres qui les constituent ; cela les a conduits à diverses formules de prévision, qui diffèrent entre elles par des termes petits, souvent de l'ordre de grandeur de l'erreur due aux incertitudes sur les caractéristiques des constituants et de l'erreur due à l'ignorance de la répartition exacte des fibres dans la matrice. En général, on ne connaît même que la proportion volumique de fibres (ou *fraction volumique*), et encore peu précisément. On peut retenir les formules dues à Puck, qui ont été obtenues à la fois par des considérations théoriques et par ajustement à des résultats expérimentaux, et qui ont l'avantage d'être assez proches de la réalité, tout en restant simples. Elles utilisent les quantités suivantes : V_f et V_m les fractions volumiques en fibres et en matrice ($V_f + V_m = 1$) ;

$$E_f,\ V_f,\ G_f = \frac{E_f}{2\,(1+\nu_f)} \qquad E_m,\ V_m,\ G_m = \frac{E_m}{2\,(1+\nu_m)}$$

les modules d'Young, coefficients de Poisson et modules de cisaillement des fibres et de la matrice.

On a alors, pour les constantes dans le repère de symétrie :

(8)

$$\begin{cases} E_x = E_f V_f + E_m V_m \\ E_y = \dfrac{E_m}{1-\nu_m^2} \dfrac{1 - 0{,}85\,V_f^2}{(V_m)^{1,25} + V_f \dfrac{E_m}{E_f\,(1-\nu_m^2)}} \\ \nu_{xy} = \nu_f V_f + \nu_m V_m \\ G_{xy} = G_m \dfrac{1 + 0{,}6\,(V_f)^{0,5}}{(V_m)^{1,25} + V_f \dfrac{G_m}{G_f}} \end{cases}$$

On complète généralement ces formules par $E_z = E_y$

$$\nu_{xz} = \nu_{xy} \qquad G_{xz} = G_{xy} \qquad G_{yz} = \frac{E_y}{2\,(1+\nu_{yz})}$$

La première formule, donnant E_x, est connue sous le nom de *loi des mélanges*. Elle est très bien confirmée par les résultats expérimentaux.

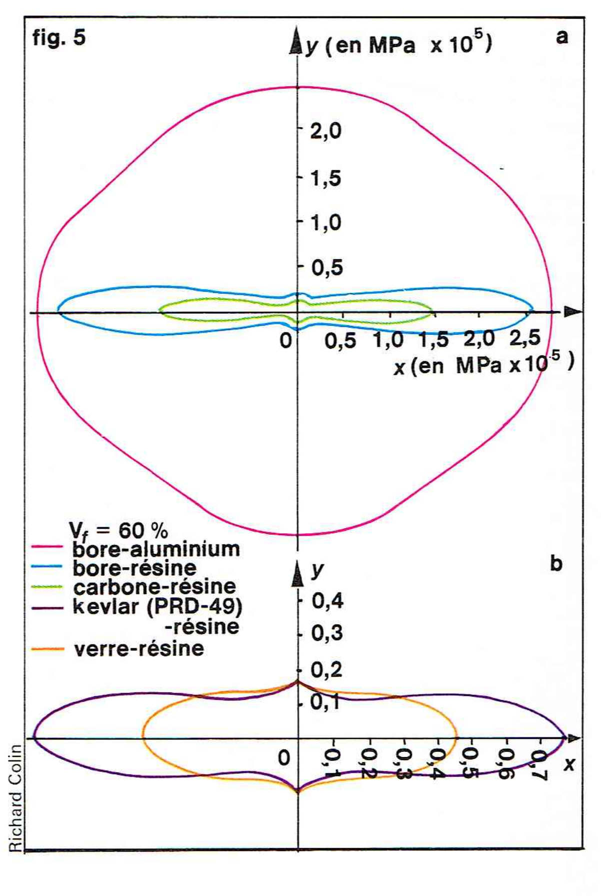
Dans le cas d'une matrice résine, les rapports E_m/E_f et G_m/G_f sont très petits, et, pour les fractions volumiques habituelles (de 40 à 60 %), on voit d'après ces formules que, pratiquement, le module longitudinal E_x ne dépend que des fibres ($E_x \# E_f V_f$), tandis que le module transversal E_y et le module de cisaillement ne dépendent que de la matrice ; ainsi, pour une monocouche à matrice résine, les propriétés transversales et de cisaillement sont les mêmes avec des fibres à hautes performances (et à prix élevé) qu'avec des fibres de verre. Ce fait est confirmé par l'expérience.

Les *figures* 5 a et 5 b représentent les courbes polaires représentatives du module d'Young E_X^* (θ) pour des cas typiques, tracées avec les valeurs données par les formules de Puck et la formule de rotation **(7)**. On remarquera, dans le cas des matrices résines, les faibles valeurs du module d'Young dès qu'on s'écarte un peu de la direction des fibres ; au contraire, les composites à matrice métallique ont un module présentant peu de variation en fonction de la direction.

Pour terminer, il convient de dire quelques mots des propriétés de rupture des monocouches, problème certes important, mais sur lequel nos connaissances sont encore mal établies. D'une façon générale, dans le sens des fibres, les propriétés de rupture sont déterminées par celles-ci, et sont donc élevées, tandis que, dans le sens transversal, elles sont déterminées par la matrice et son adhésion avec les fibres, elles sont donc en général assez basses : c'est là un des points faibles des matériaux composites.

Propriétés mécaniques des plaques

L'hypothèse de base de la théorie élémentaire des plaques composites consiste à considérer l'empilement des couches de fibres enrobées de matrice comme un empilement de lames orthotropes et à substituer à chaque couche de fibres parallèles une couche élastique homogène orthotrope, ayant même épaisseur et mêmes directions d'orthotropie que la couche réelle. Cette hypothèse change le niveau d'hétérogénéité au sein du matériau : dans le modèle, l'hétérogénéité a lieu entre des couches de propriétés et d'orientations différentes.



▶ *Figure 5 : courbes polaires représentatives du module d'Young pour différents matériaux (d'après Verchery,* **Guide des matières plastiques en mécanique,** *C. E. T. I. M., 1976).*

A ce modèle de milieu stratifié on applique ensuite des hypothèses simplificatrices : pour décrire la plaque comme un corps à deux dimensions seulement, on utilise, au lieu des contraintes σ_{ij} et des déformations ε_{ij}, des forces et des déplacements généralisés.

Forces généralisées

Ce sont les éléments de réduction par rapport au plan moyen des efforts réels dans l'épaisseur de la plaque :

$$(9)\quad \begin{cases} N_{ij} = \int \sigma_{ij}\, dz & \text{contraintes résultantes} \\ Q_i = \int \sigma_{iz}\, dz & \text{efforts tranchants} \\ M_{ij} = \int \sigma_{ij}\, z dz & \text{moments résultants} \end{cases}$$

Les indices *i* et *j* prennent les valeurs *x* et *y*. Les intégrales s'étendent de h_0 à h_n. Les *figures* 6 a et 6 b représentent ces forces généralisées sur un élément de plaque.

Ces grandeurs satisfont à des équations d'équilibre qu'on peut établir directement en considérant l'élément de plaque, ou qu'on obtient en intégrant les équations d'équilibre des contraintes σ_{ij}.

- *Équilibre des contraintes résultantes*

$$(10)\quad \begin{cases} \dfrac{\partial N_{xx}}{\partial x} + \dfrac{\partial N_{xy}}{\partial y} = 0 \\ \dfrac{\partial N_{xy}}{\partial x} + \dfrac{\partial N_{yy}}{\partial y} = 0 \end{cases}$$

- *Équilibre des efforts tranchants*

$$(11)\quad \frac{\partial Q_x}{\partial x} + \frac{\partial Q_y}{\partial y} + q = 0$$

- *Équilibre des moments résultants*

$$(12)\quad \begin{cases} \dfrac{\partial M_{xx}}{\partial x} + \dfrac{\partial M_{xy}}{\partial y} - Q_x = 0 \\ \dfrac{\partial M_{xy}}{\partial x} + \dfrac{\partial M_{yy}}{\partial y} - Q_y = 0 \end{cases}$$

- *Par élimination des* Q_i entre **(10)** et **(11)**, on obtient une équation unique pour les moments :

$$(13)\quad \frac{\partial^2 M_{xx}}{\partial x^2} + 2\,\frac{\partial^2 M_{xy}}{\partial x\,\partial y} + \frac{\partial^2 M_{yy}}{\partial y^2} + q = 0$$

Déplacements généralisés

Les hypothèses cinématiques (généralisant celles de Love-Kirchhoff) supposent que les déformations dans l'épaisseur de la plaque varient linéairement avec la distance au plan moyen et sont définies par les déformations et les courbures de ce plan moyen :

$$\varepsilon_{ij}\,(x, y, z) = \varepsilon_{ij}\,(x, y, 0) + z\, K_{ij}\,(x, y, 0)$$

ou encore :

$$(14)\quad \varepsilon_{ij} = \varepsilon^0_{ij} + z\, K_{ij} \text{ pour } i, j = x, y.$$

Les autres déformations ε_{xz}, ε_{yz}, ε_{zz} ne sont pas prises en compte : on admet en effet que les couches orthotropes constituant la plaque sont en état de contrainte plane.

Les courbures se calculent, pour les petits déplacements, par les dérivées secondes de la flèche *w* prise par le plan moyen :

$$(15)\quad K_{ij} = -\frac{\partial^2 w}{\partial x_i\, \partial x_j}$$

La formule **(14)** introduit donc, comme différence avec les plaques homogènes, le terme ε^0_{ij} de déformation du feuillet moyen : *il n'y a pas de surface neutre.*

La loi de comportement élastique

Supposant que chaque couche a un comportement élastique linéaire orthotrope, on peut calculer à partir de la formule **(14)** les contraintes σ_{ij} dans l'épaisseur de la plaque ; puis, portant ces valeurs dans les définitions **(9)** des efforts résultants, on obtient la relation entre les forces généralisées N_{ij}, M_{ij} et les déplacements généralisés ε_{ij} et K_{ij}.

Cette démarche nécessite d'abord le calcul des coefficients d'élasticité de chaque couche dans le repère de la plaque. En effet, toutes les couches sont orthotropes, mais leurs axes d'orthotropie sont en général différents des axes de la plaque et différents entre eux.

Pour la *p*-ième couche, on doit exprimer les coefficients $C^{*(p)}_{ijkl}\,(\theta_p)$ en fonction des coefficients $C^{(p)}_{ijkl}$ dans le repère privilégié et de l'angle θ_p avec le repère de la plaque, par les formules de changement de repère des tenseurs de rang 4.

Tout calcul fait, on obtient la loi de comportement sous la forme d'une relation linéaire entre les forces et les déplacements généralisés. On peut l'écrire sous forme matricielle condensée :

$$(16)\quad \begin{bmatrix} N \\ \hline M \end{bmatrix} = \left[\begin{array}{c|c} A & B \\ \hline B & D \end{array}\right] \begin{bmatrix} \varepsilon^0 \\ \hline K \end{bmatrix}$$

où N, M, ε, K sont des vecteurs colonnes où sont rangées les composantes des tenseurs correspondants. A, B et D sont des matrices carrées dont les termes se calculent par les formules :

$$(17)\quad \begin{cases} A_{ijkl} = \displaystyle\sum_{p=0}^{n} (h_p - h_{p-1})\; C^{*(p)}_{ijkl}\,(\theta) \\ B_{ijkl} = \dfrac{1}{2} \displaystyle\sum_{p=0}^{n} (h_p^2 - h_{p-1}^2)\; C^{*(p)}_{ijkl}\,(\theta) \\ D_{ijkl} = \dfrac{1}{3} \displaystyle\sum_{p=0}^{n} (h_p^3 - h_{p-1}^3)\; C^{*(p)}_{ijkl}\,(\theta) \end{cases}$$

Cette loi de comportement appelle les commentaires suivants :

— Un *couplage* entre les effets dans le plan et en flexion est induit par la présence des rigidités de couplage B_{ijkl}. Par exemple, une plaque sollicitée en traction peut avoir tendance à se vriller ; au contraire une plaque fléchie peut avoir tendance à s'allonger ou se raccourcir.

— Les rigidités de flexion D_{ijkl} ne sont pas proportionnelles aux rigidités planes A_{ijkl} alors que, dans une plaque homogène d'épaisseur *h*, on a :

$$[D] = \frac{h^2}{12}\,[A]$$

Ces différences avec les plaques classiques se traduisent pour les caractéristiques en flexion (rigidité apparente, fréquences propres de vibration transverse, charges de flambage) par une diminution par rapport à une plaque qui aurait les mêmes rigidités de flexion D_{ijkl}.

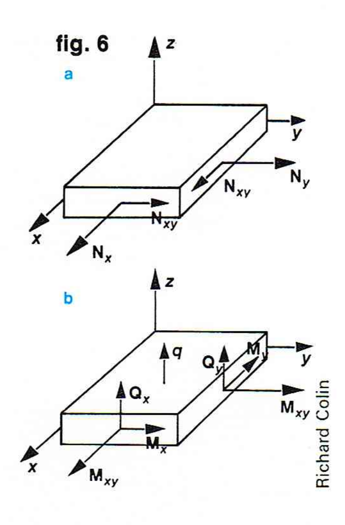
Enfin, la loi **(16)** montre qu'il faut en principe 18 coefficients indépendants pour caractériser le comportement élastique linéaire de la plaque.

Cependant, un nombre plus réduit est souvent suffisant. Ainsi les termes de couplage diminuent quand le nombre de couches augmente et peuvent alors être négligeables. Ils disparaissent même complètement si l'empilement est symétrique par rapport au plan moyen ; une telle séquence d'empilement doit être recherchée, dans la mesure du possible, pour éliminer les effets gênants du couplage.

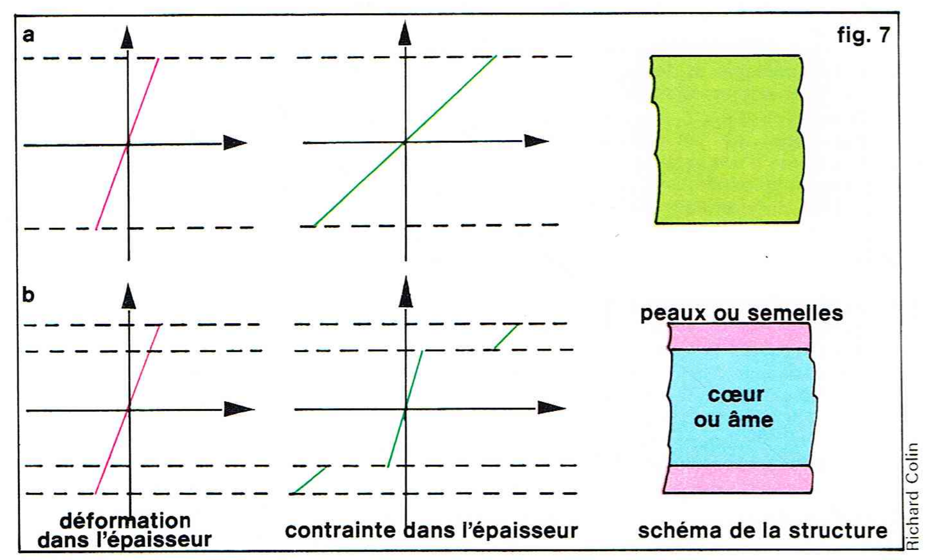
Propriétés mécaniques des matériaux stratifiés

Compte tenu des faibles épaisseurs et des caractéristiques mécaniques des monocouches, on utilise généralement des stratifiés composés par l'assemblage de monocouches ; on forme ainsi des structures minces en forme de plaques et de coques, qui ont un comportement mécanique original par rapport aux structures en matériau de construction classique, homogène et isotrope. Pour les mettre en évidence, quelques développements de mécanique des milieux continus sont nécessaires. On présente ci-dessous le cas des plaques composites stratifiées en se limitant à la théorie la plus simple.

Des études approfondies sur les structures stratifiées prennent en compte, notamment, des effets de cisaillement transversal qu'on a négligés dans la théorie exposée ci-dessus. En fait, l'expérience montre que les plaques stratifiées périssent souvent par *délaminage,* c'est-à-dire par décollement des strates entre elles ; cela signifie qu'il y a des contraintes de cisaillement importantes entre les monocouches. Leur analyse fait encore l'objet de recherches à l'heure actuelle, mais on peut en donner une description qualitative. Les résultats de l'étude des effets



▲ ***Figure 6 :*** ***forces généralisées sur un élément de plaque ;*** ***a, travail en membrane ;*** ***b, travail en flexion.***



▲ *Figure 7 : efforts de flexion ; a, structure massive ; b, structure sandwich.*

de cisaillement transversal, faite pour les poutres, plaques et coques en matériaux homogènes isotropes peuvent servir à estimer ces effets dans les structures anisotropes stratifiées. En effet, le cisaillement transversal est négligé dans les structures classiques, mais son influence relative peut être évaluée ; elle est de l'ordre de

$$\textbf{(18)} \qquad \frac{E_L}{G_T}\left(\frac{e}{L}\right)^2$$

où E_L est le module d'Young longitudinal de la structure, G_T son module de cisaillement transversal, e l'épaisseur et L la longueur ou la largeur de la structure $\left(\frac{L}{e}\right.$ est l'*élancement*). On voit clairement sur cette formule que, pour les structures classiques où $\frac{E_L}{G_T}$ est de l'ordre de 2, l'influence est tout à fait négligeable dès que l'élancement atteint 10 ou 20. Par contre, dans les structures stratifiées, le rapport $\frac{E_L}{G_T}$ est de l'ordre de grandeur du rapport du module d'Young des fibres à celui de la matrice ; il peut donc être très grand dans le cas d'une matrice résine, et la formule **(18)** ne donne pas forcément un terme négligeable. D'une façon générale, les contraintes de cisaillement dans les stratifiés sont plus importantes que dans les structures homogènes et, tout en restant modérées, peuvent devenir grandes par rapport aux contraintes de cisaillement admissibles (rappelons que ces caractéristiques sont faibles), et par suite entraîner la rupture du matériau.

Terminons par une remarque sur les méthodes de calcul des structures composites. Les méthodes classiques de calcul, par des développements analytiques, sont mal adaptées ; au contraire, les méthodes modernes de calcul sur ordinateurs, en particulier la méthode des éléments finis, s'adaptent facilement à ces structures composites.

Matériaux et structures sandwich

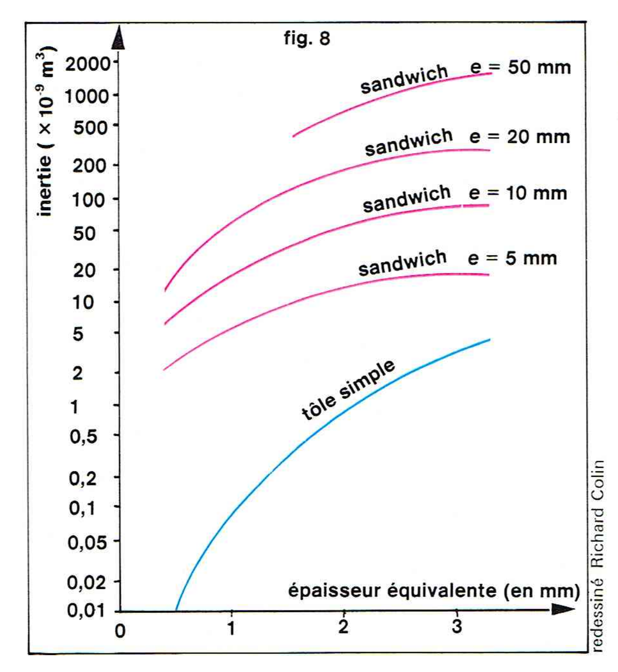
Les constructions sandwich peuvent être qualifiées de composites à deux égards : il s'agit de structures minces hétérogènes formées de trois couches ou plus ; en outre, les matériaux constituant ces couches sont souvent eux-mêmes des matériaux hétérogènes, en particulier des résines renforcées de fibres.

Comme on l'a déjà indiqué, les structures, en particulier (mais pas seulement) dans la construction aérospatiale, doivent concilier deux qualités *a priori* contradictoires : la légèreté et la rigidité. On peut donc chercher à accroître l'une ou l'autre, d'où l'intérêt des matériaux composites, qui présentent un bon rapport module d'Young/masse volumique. Une autre façon d'aborder le problème est de tenter d'améliorer le rendement des matériaux dans les structures : en effet, toutes les parties d'une structure remplissant un rôle déterminé ne travaillent pas de la même façon, et l'on conçoit bien que l'emploi du matériau composite le plus perfectionné, le plus léger, le plus raide, à un endroit de la structure où ses qualités de résistance et de raideur sont sous-utilisées, ne se justifie absolument pas. C'est même le cas pour la majorité des applications ; en effet, la plupart des structures subissent des efforts de flexion, au cours desquels ce sont leurs couches superficielles qui sont les plus sollicitées, tandis que la partie du matériau située dans l'épaisseur travaille à un taux réduit. La *figure* 7 illustre ce comportement de façon schématique pour une poutre en flexion constituée d'un matériau massif.

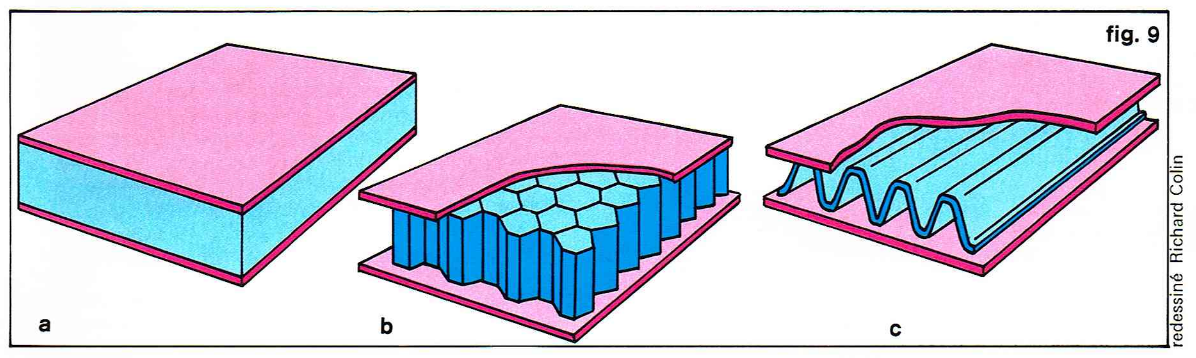
L'idée vient alors de remplacer ce matériau (massif, donc lourd), dans la partie centrale, par un matériau léger qui sera, bien sûr, moins rigide, mais susceptible cependant de supporter les sollicitations de la zone centrale : on réalise ainsi une structure composée d'un cœur en matériau léger de faible rigidité et de faible résistance, pris en sandwich entre deux peaux en matériau dense, rigide et résistant ; la masse totale de cette structure est beaucoup plus faible que celle de la structure massive pour une efficacité à la flexion du même ordre. La partie *b* de la *figure* 7 schématise le comportement d'un tel sandwich.

Un exemple typique se trouve dans les panneaux aluminium-balsa utilisés en construction aéronautique ou navale de plaisance : l'épaisseur des peaux en aluminium est de 1/10 à 1/20 de celle du cœur en balsa ; le rapport des modules d'Young est de 25 (70 000 MPa pour l'aluminium, 2 700 MPa pour le balsa), celui des masses volumiques est de 27 (2 700 kg/m³ pour l'aluminium contre 100 pour le balsa), le rapport des résistances est de 10 ou plus suivant la qualité d'aluminium utilisée.

L'intérêt de ces constructions dépend de la façon dont elles travaillent. On voit immédiatement qu'en traction, une plaque sandwich ne présente aucun avantage sur une tôle d'épaisseur égale à l'épaisseur totale des peaux ; c'est en flexion — et dans les phénomènes annexes, comme le flambage local ou le flambage d'ensemble — que le comportement est amélioré. Les formules **(17)** données plus haut pour les plaques stratifiées permettent d'évaluer simplement cette amélioration ; en considérant un tricouche constitué comme le sandwich (c'est-à-dire avec une couche centrale de rigidité pratiquement négligeable), on voit que la rigidité à la traction — caractérisée par les coefficients A_{ijkl} — est sensiblement la somme de celles des peaux, car, en traction, chaque couche intervient proportionnellement à son épaisseur ; au contraire, en flexion, chaque couche intervient proportionnellement au *cube* de sa distance à la couche centrale : ainsi, les peaux éloignées du plan moyen de la structure donnent une contribution beaucoup plus grande qu'une couche équivalente dans le plan moyen. La contribution croît approximativement comme le cube de l'épaisseur du cœur ; dans le cas isotrope, elle est caractérisée



▶ *Figure 8 : inertie géométrique de la structure en fonction de l'épaisseur totale des peaux (épaisseur équivalente) pour diverses épaisseurs du cœur (d'après M. S. Dzalba-Lyndis,* Matériaux sandwich aérospatiaux, *École nationale supérieure de l'aéronautique et de l'espace).*



◄ *Figure 9 : architectures possibles des sandwiches ; a, âme pleine ; b, nid d'abeille ; c, âme ondulée ; (d'après M. S. Dzalba-Lyndis,* Matériaux sandwich aérospatiaux, *École nationale supérieure de l'aéronautique et de l'espace).*

par l'inertie géométrique de la structure (grandeur dont la dimension est le cube d'une longueur), et la *figure* 8 donne cette inertie en fonction de l'épaisseur totale des peaux (épaisseur équivalente) pour diverses épaisseurs du cœur ; on voit que les sandwiches ont des inerties de près de 10 fois à plus de 1 000 fois supérieures à la tôle de même masse en même métal.

Les types de matériaux sandwich et leur construction

L'architecture des sandwiches est très variée ; en pratique, on rencontre surtout des structures à trois couches : un cœur épais entre deux peaux minces de même épaisseur.

Le cœur. Il peut être un matériau plein ou alvéolaire ; par extension, ce peut être une structure ondulée ou en nids d'abeille (*fig.* 9). Il est généralement considéré dans les analyses mécaniques (au moins en première approximation) comme équivalent à un matériau homogène anisotrope.

Les *cœurs pleins* ou *alvéolaires* sont principalement choisis parmi les matériaux organiques naturels (balsa) ou industriels : résines (polystyrènes, uréthannes, phénoliques, etc., expansées ou non), caoutchoucs et élastomères durs ou expansés (*tableau* VIII).

Tableau VIII
Caractéristiques de variétés courantes de cœurs pleins ou alvéolaires des matériaux sandwich

Matériaux	Masse volumique (en kg/m³)	Résistance à la compression ($\times 10^8$ Pa)	Résistance au cisaillement ($\times 10^5$ Pa)	Module d'Young transversal ($\times 10^8$ Pa)	Module de cisaillement ($\times 10^8$ Pa)
Balsa	111 à 203	50 à 133	9 à 22	21 à 53	1 à 2,3
Cellulose cellulaire	80	4	—	0,3	0,04
Acétate cellulaire	111	11	—	1	0,25
Caoutchouc dur	148	11	—	0,7	0,28

▲ *Tableau VIII : caractéristiques de variétés courantes de cœurs pleins ou alvéolaires de matériaux sandwich.*

Les matériaux utilisés pour les *cœurs ondulés* ou *en nids d'abeille* sont divers : on trouve des matériaux organiques pour les utilisations à température ambiante et des métaux et alliages pour les utilisations de l'ambiante aux températures élevées. Parmi les matériaux organiques, on peut citer les polyesters renforcés de fibres de verre, les papiers traditionnels (papier kraft, carton) et les papiers Nylon et polyamide ; ces derniers (dont un exemple type est le papier Nylon NOMEX de DuPont de Nemours) sont fabriqués suivant les techniques habituelles de la papeterie : un mélange intime de deux formes d'un même polymère, composé de fibres courtes de fines particules fibreuses formant le liant, alimente une machine à papier ; on obtient ainsi un produit du type papier buvard qui est ensuite calandré à chaud pour obtenir un papier compact.

Les cœurs métalliques sont en alliage d'aluminium, en titane pur ou allié, plus rarement en aciers, en superalliages (base nickel ou base cobalt), en alliages réfractaires.

Les nids d'abeille et les cœurs ondulés, qu'ils soient organiques ou métalliques, sont élaborés essentiellement à partir de tôles, de feuillards ou de feuilles, par collage ou par soudage. Ce dernier, beaucoup plus délicat et onéreux, n'est utilisé que pour les utilisations aux hautes températures et nécessite au préalable une mise en forme à la presse des rubans ondulés destinés à constituer le cœur. Le collage, utilisé par exemple pour les nids d'abeille en aluminium ou en matériaux organiques, est de réalisation simple : à partir du matériau en feuilles de grande largeur, des raies de colle parallèles sont déposées à intervalles réguliers ; les feuilles sont empilées les unes sur les autres et pressées à chaud, ce qui assure un bon collage ; le bloc ainsi obtenu est découpé en tranches perpendiculairement aux raies de colle ; en déployant ces tranches, on obtient des cellules dont la forme dépend de l'expansion donnée aux tranches.

Les peaux. Divers matériaux servent à les fabriquer : cartons, contre-plaqués, métaux et alliages, mais aussi plaques minces en matériaux composites (la structure sandwich est alors composite à deux niveaux). Dans leur choix interviennent des considérations de coût et de propriétés : tenue aux efforts et à la température. Remarquons que les peaux sont souvent anisotropes, soit par la constitution même de leur matériau (plaques composites, contreplaqués), soit par leur mise en forme (les tôles obtenues par laminage présentent souvent une légère anisotropie entre la direction de laminage et les autres directions).

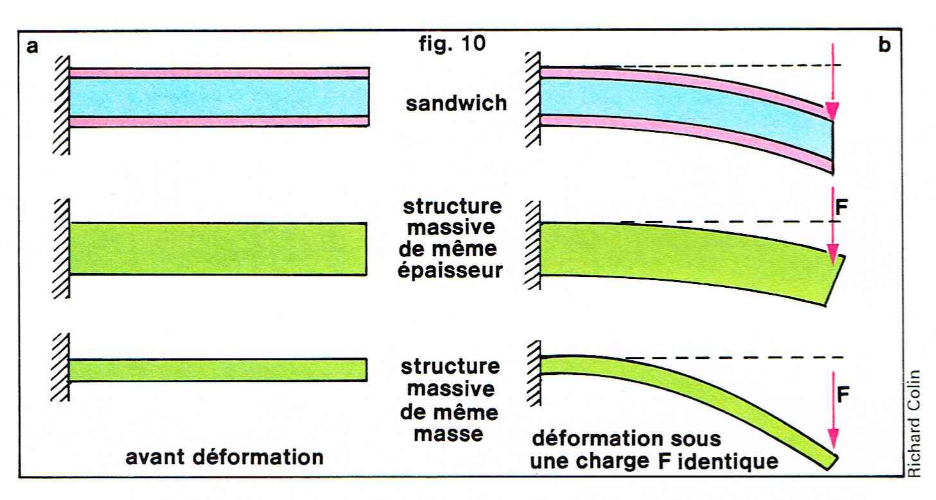
Les procédés d'assemblage. Les procédés d'assemblage du cœur et des peaux dépendent des matériaux utilisés et des températures de service du sandwich construit. Pour les utilisations à températures élevées, le soudage est nécessaire ; il est parfois fait sur des machines automatiques spéciales, en même temps que le soudage des rubans constituant les alvéoles. Pour la plupart des autres utilisations, l'assemblage par collage est le procédé le plus répandu.

Dans tous les cas, compte tenu de l'importance d'un bon assemblage entre le cœur et les peaux, on procède au contrôle de la qualité de l'interface entre peaux et cœur, notamment par ultrasons, par thermographie, par radiographie X, par holographie.

Les propriétés mécaniques des sandwiches

Le premier paragraphe a décrit de façon schématique (voir *fig.* 7) le comportement mécanique des sandwiches ; il s'agit d'une simplification de la répartition réelle des déplacements et des contraintes, répartition qui ne peut être obtenue qu'au prix de calculs considérables d'élasticité tridimensionnelle. Divers modèles approchés — mais plus exacts que ces considérations — mettent en évidence le fait que l'efficacité de la construction en sandwich à la flexion est légèrement inférieure à ce que nous avons dit ci-dessus, à cause d'une déformation notable du cœur en cisaillement. La *figure* 10 montre la différence entre la déformation en flexion d'une structure massive et celle d'une structure sandwich : cette dernière est un peu moins rigide que la structure massive de même épaisseur, mais reste beaucoup plus rigide que la structure massive de même masse totale.

Les *figures* 11 a b c illustrent sur un exemple la répartition du déplacement et des contraintes obtenue par un modèle approché récemment mis au point, comparée à la répartition exacte, dans un des rares cas où cette dernière est connue. On notera l'excellente concordance des



▲ *Figure 10 : différence entre la déformation en flexion d'une structure massive et celle d'une structure sandwich (a, avant déformation; b, déformation sous une charge F identique).*

répartitions, ainsi que la valeur élevée de la contrainte de cisaillement dans le cœur et à l'interface; expérimentalement, on constate effectivement que ces interfaces entre cœur et peaux sont les points faibles des structures sandwich.

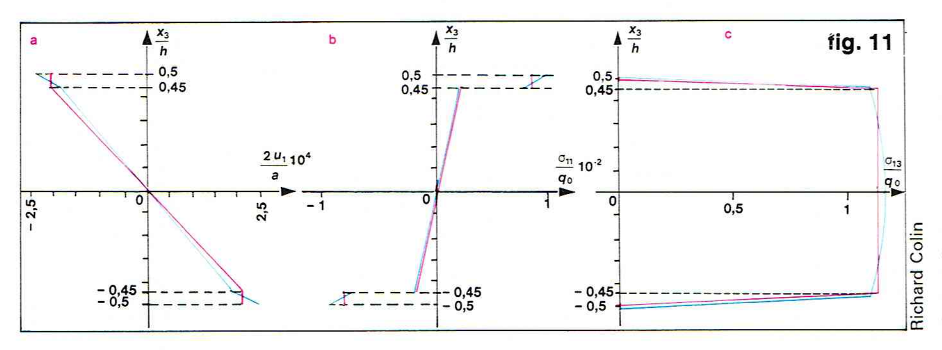
L'utilisation des structures sandwich

On rencontre des structures sandwich dans la vie courante comme dans les technologies avancées : citons le carton ondulé d'emballage et les portes de type isoplane constituées d'un nid d'abeille en carton entre deux plaques de contre-plaqué assemblées sur un cadre. L'industrie des transports fait usage de citernes et récipients sandwich avec des peaux en plastique renforcé par fibres de verre et un cœur en balsa ou en plastique expansé (polyuréthanne, polystyrène), qui allie un rôle mécanique et un rôle d'isolant thermique. La construction navale utilise le balsa avec des peaux en aluminium ou en plastique renforcé pour des embarcations légères (péniches de débarquement, bateaux de plaisance).

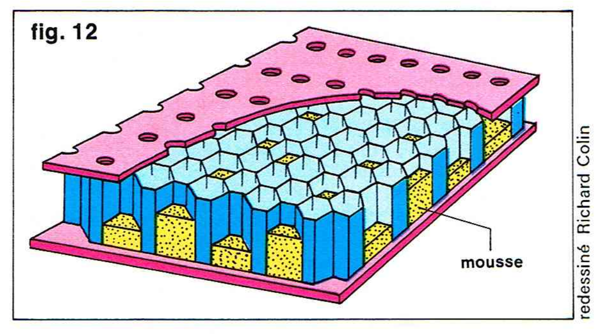
L'industrie aérospatiale emploie de plus en plus les sandwiches : on les rencontre déjà sur des avions de ligne en service (*Boeing* 747, *Concorde*) et sur les avions militaires; les projets à l'étude prévoient en particulier l'utilisation des peaux en matériaux composites (bore, résine ou carbone-résine).

Les matériaux sandwich à caractéristiques mécaniques moyennes ou faibles servent à l'aménagement intérieur de la cellule (planchers, cloisons, etc.), tandis que les sandwiches à hautes performances se rencontrent dans les structures résistantes et les revêtements de la voilure et du fuselage, dans les gouvernes, les bords d'attaque et de fuite des surfaces portantes, dans les pales de rotor d'hélicoptère. Une utilisation intéressante, à fonction à la fois mécanique et acoustique, est celle des sandwiches à peaux perforées pour les carters de réacteur (*fig.* 12) : chaque alvéole joue le rôle d'un résonateur de Helmholtz possédant une fréquence d'amortissement déterminée; par remplissage partiel des cellules à des profondeurs variables par une mousse, on réalise l'amortissement de toute une plage de fréquences.

▼ *Figure 11 : exemple de la répartition du déplacement et des contraintes obtenues par un modèle approché (en rouge) comparée à la répartition exacte (en bleu). Distribution selon l'épaisseur : a, du déplacement u_1; b, de la contrainte σ_{11}; c, de la contrainte de cisaillement transversal σ_{13}.*



▶ *Figure 12 : panneau insonorisant en nid d'abeille à profondeur variable (d'après M. S. Dzalba-Lyndis,* Matériaux sandwich aérospatiaux, *École nationale supérieure de l'aéronautique et de l'espace).*



Les composites tridirectionnels

Les matériaux composites stratifiés et les matériaux sandwich présentent de hautes caractéristiques mécaniques unidirectionnelles ou bidirectionnelles; ils sont donc indiqués pour des applications où les efforts s'exercent essentiellement suivant une seule direction ou dans un plan, ce qui est le cas des structures minces : barres, poutres, plaques, coques. Mais leurs faibles caractéristiques transversales les rendent peu adaptés à certaines constructions massives sollicitées dans toutes les directions. Naturellement, l'idée vient à l'esprit de fabriquer un matériau composite où les fibres sont orientées dans trois directions orthogonales. Sa réalisation pratique en est extrêmement délicate et plusieurs procédés sont utilisés, si complexes que nous ne pouvons en donner ici une description précise : disons simplement qu'il s'agit, notamment, de procédés d'implantation manuelle ou automatique de fibres dans des couches de tissus, ou de procédés s'apparentant au tricotage. Ces méthodes extrêmement onéreuses limitent l'utilisation de ces matériaux à un petit nombre d'applications très spéciales, comme les cônes de rentrées d'engins balistiques ou le bouclier thermique de la navette spatiale; ces structures doivent supporter des efforts aérodynamiques intenses et une élévation de température importante lors de la rentrée dans les couches de l'atmosphère.

Les matériaux composites tridirectionnels sont formés de fibres de verre ou de silice dans une matrice de résine, ou de fibres de carbone dans une matrice de carbone obtenue par des cycles d'imprégnation de la trame de fibres de carbone par des résines, suivie de carbonisation de ces résines.

Applications

Pour terminer, il faut citer rapidement quelques applications des matériaux composites (nous en avons déjà mentionné quelques-unes). Les composites bon marché du type polyester-verre sont maintenant utilisés couramment dans l'industrie des transports (carrosserie ou éléments de carrosseries d'automobiles, pare-chocs, citernes routières autoportantes), en génie civil et équipement (canalisations, citernes fixes, tuyauteries, cheminées et réacteurs pour l'industrie chimique), tandis que les composites à hautes performances le sont surtout dans l'industrie aérospatiale (récipients pour les blocs de poudre des propulseurs, boucliers de protection thermique; éléments d'équipement ou de structures d'avions ou d'hélicoptères, etc.). Un secteur intermédiaire se développe : celui de l'utilisation des composites à hautes performances dans certains secteurs de grande diffusion, comme les articles de sport (skis, raquettes, perches de saut), où, à côté des articles fabriqués depuis longtemps en matériaux composites bon marché, apparaissent des articles de haut de gamme utilisant les fibres de carbone ou de Kevlar.

D'une façon générale, les matériaux composites actuels sont de deux sortes : des matériaux bon marché, comme le plastique armé de fibres de verre, utilisés jusqu'à présent de façon assez empirique, et des matériaux mis au point pour les technologies avancées, comme le bore-aluminium ou le carbone-époxy. L'évolution des coûts des fibres à hautes performances et la nécessité d'une meilleure efficacité de la production des composites verre-résine tendent à unifier ce domaine de la technique. Incontestablement, les méthodes d'analyse et de calcul mises au point pour les composites à hautes performances vont permettre une fabrication moins coûteuse des structures composites ou sandwich et une utilisation plus efficace des propriétés mécaniques de leurs matériaux constitutifs.

LES MATIÈRES PLASTIQUES

L'expression « matières plastiques » fait maintenant partie du langage courant, et, pourtant, elle ne définit que partiellement les matériaux que l'on réunit habituellement sous ce sigle ; il serait en effet plus correct de parler de « matériaux macromoléculaires », en englobant ainsi tous les matériaux dont la structure est à base de chaînes ou de réseaux macromoléculaires. « Plastique », mot simple, entré dans l'usage, s'est au cours de ces trente dernières années chargé de multiples significations ; léger, brillant, cassant, isolant, bon marché, polluant, « jetable » sont quelques-uns des qualificatifs, positifs ou négatifs, qu'on épingle sur le dos des matières plastiques. Si, pour les générations d'avant-guerre, ces produits apparaissent encore, et dans certains cas avec raison, comme des succédanés, les jeunes, au contraire, ont été plongés d'un seul coup dans la civilisation des plastiques. La laine, le coton, le cuir, le chanvre, le jute et bien d'autres matières naturelles sont progressivement relégués au rang de produits de luxe et remplacés par des produits synthétiques sous des formes très variées. Il suffit de regarder autour de soi pour prendre conscience de l'intervention des matières plastiques dans la vie quotidienne : de l'alimentation (bouteilles, sacs, poubelles) au bâtiment (conduites, joints, panneaux), en passant par l'automobile (de 30 à 100 kg par voiture), l'ameublement (mousse, revêtements), l'électroménager, l'électricité et l'électronique, l'habillement, l'agriculture, les matières plastiques sont omniprésentes. Elles interviennent de plus en plus dans les équipements industriels pour les industries de production et de transformation, en particulier dans l'industrie chimique.

Pourquoi cette pénétration aussi rapide dans tous les domaines de l'activité humaine ? Cette progression suit le « boom » technologique qui a suivi la Seconde Guerre mondiale. Jusque-là, quelques matériaux synthétiques étaient utilisés soit comme produits de remplacement (Celluloïd), soit dans un certain nombre d'applications nouvelles (téléphone, automobile). La mise au point des nouveaux procédés de transformation (par exemple l'injection) et l'adaptation au problème spécifique des matières plastiques de procédés déjà connus (extrusion, calandrage) ont permis la production de produits finis ou semi-finis dans d'excellentes conditions de rentabilité. C'est essentiellement par leur facilité de mise en œuvre que ces matériaux ont pu s'imposer : malgré un coût matière plus important, l'économie sur le façonnage est telle que le remplacement des métaux par les matières plastiques est rentable pour de très nombreuses pièces ou ensembles. Un corps de pompe pour machine à laver comportait une dizaine de pièces complexes en bronze ou laiton ; en matière plastique, une pompe ne nécessite plus que trois éléments.

Ces matériaux présentent également, comparés aux matériaux traditionnels, des performances accrues et quelquefois des propriétés nouvelles : en premier lieu, le gain de poids, facteur très important dans de nombreux secteurs de l'industrie (transport, manutention) ; en second lieu, la résistance à la corrosion, fléau qui dégrade de nombreux matériaux ; c'est pourquoi leur emploi s'est considérablement développé dans certains domaines (génie civil, emballages). En outre, les matières plastiques ont apporté des facteurs d'amélioration dans divers champs d'applications : citons, par exemple, l'isolation thermique et phonique avec les mousses et les structures sandwich, la diminution des frottements par l'utilisation de paliers en matières plastiques, la mise au point de charnière intégrale en polypropylène, la possibilité de préparer des éléments à la fois transparents et résistants au choc, l'obtention de structures composites possédant des propriétés mécaniques supérieures à celles des métaux.

Mais toute médaille a son revers. Les matières plastiques ont des insuffisances, et même quelquefois des défauts. Le plus grave est leur sensibilité à la température ; la résistance à la chaleur est médiocre : 100 °C est une limite supérieure pour de très nombreux produits, et très rares sont ceux qui résistent jusqu'à 200 °C. Pour des températures supérieures, il faut des produits très élaborés, et donc de coût très élevé ; on les appelle thermostables. Un autre défaut est leur inflammabilité. De nombreuses matières plastiques sont combustibles et leur utilisation mal contrôlée a été responsable de catastrophes présentes dans toutes les mémoires. Enfin, les plastiques vieillissent, se fissurent sous l'action de certains agents chimiques, et quelques-uns sont sensibles aux chocs. D'autre part, leur présence dans les déchets pose des problèmes de dégradation et de combustion : la question de leur recyclage commence à se poser.

Ce chapitre sur les matières plastiques se divisera en une partie scientifique et une partie technologique, la première étudiant la structure et le comportement du matériau, la seconde décrivant les méthodes d'essai, les procédés de transformation et les grandes familles de produits.



I.G.D.A. - S.I.R.

▲ *Objets en polystyrène.*

Structure et comportement des matières plastiques

Chaîne et réseau macromoléculaire

Toute matière plastique est constituée de macromolécules, c'est-à-dire de molécules géantes, soit sous forme d'une chaîne plus ou moins régulière, soit sous forme d'un réseau. La caractéristique principale d'une chaîne macromoléculaire est sa longueur, qu'on exprime sous forme de la masse moléculaire. Dans le cas d'un réseau, c'est le nombre de « nœuds » ou points de réticulation qui définit la structure (*fig.* 1).

Thermoplastiques et thermodurcissables

Les thermoplastiques sont constitués de chaînes macromoléculaires indépendantes les unes des autres, c'est-à-dire non liées entre elles par des liaisons chimiques covalentes ; cela permet une grande plasticité à partir d'une certaine température.

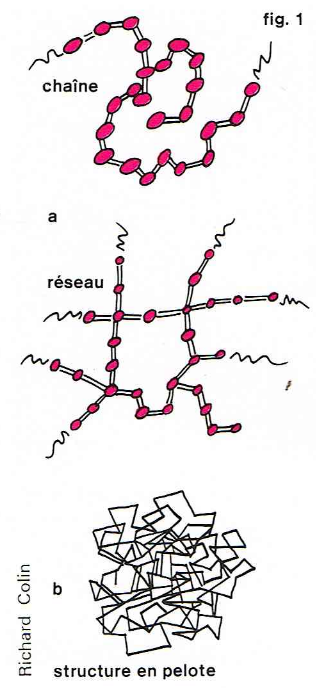
Les thermodurcissables sont constitués par un réseau plus ou moins serré de chaînes macromoléculaires. Ces composés ne peuvent subir de déformation plastique irréversible par l'action de la chaleur, car il n'y a pas de déplacement possible, à cause des liens interchaînes.

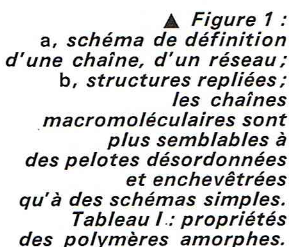
Dans la première famille, on trouve les polyéthylènes, les chlorures de polyvinyle, les polystyrènes, pour ne citer que les plus importants. Dans la deuxième famille se classent tous les produits, souvent appelés résines, tels que les résines urée-formol, phénol-formol, polyester, époxy, les polyuréthannes.

Un « thermoplastique » peut donc être mis en forme par moulage à chaud dans un domaine de températures où son comportement est plastique. Par refroidissement, le produit durcit sous la forme imposée par le moulage, qui s'effectue sans transformation chimique et peut ainsi être répété sans inconvénient : leur recyclage est donc possible. Au contraire, un « thermodurcissable » n'acquiert sa constitution chimique (réseau) qu'au moment de sa mise en forme, et celle-ci est alors définitive sans possibilité de modification plastique ultérieure ; il n'y a pas de possibilités de recyclage. Le terme « thermodurcissable » implique une cuisson à chaud pour former la structure en réseau. Par extension, ce terme est aussi utilisé pour les résines durcissant à froid, par exemple les résines à deux composants comme les colles époxy.

Structure repliée

Il faut se représenter les chaînes macromoléculaires (ou les segments de chaînes entre deux points de réti-





▲ *Figure 1 : a, schéma de définition d'une chaîne, d'un réseau; b, structures repliées; les chaînes macromoléculaires sont plus semblables à des pelotes désordonnées et enchevêtrées qu'à des schémas simples. Tableau I : propriétés des polymères amorphes.*

Tableau I
Propriétés des polymères amorphes

	T croissant →	T_g			
État ou transition entre états	Solide vitreux	Transition vitreuse	État caoutchoutique	Polymère non réticulé	Fluide
Mouvements moléculaires	Pas de mouvement dans la chaîne	Mise en mouvement de portions de chaîne	Mouvement comme dans un liquide		Glissement des enchevêtrements
Comportement mécanique	Élasticité de type Hookien	Comportement visco-élastique de type « cuir »	Élasticité de type caoutchoutique		Liquide visco-élastique
					Polymère réticulé : conserve l'élasticité caoutchoutique

Pas de réticulation	Réticulation croissante →	
Enchevêtrements importants Réversibilité assurée si les sollicitations sont de courte durée	Déformation très importante mais toujours réversible	Déformation faible, module élevé
	Cas des élastomères vulcanisés	Cas des thermodurcissables

culation dans le cas d'un réseau) non pas comme sur le schéma de la *figure* 1 a, mais plutôt comme des pelotes très désordonnées et très enchevêtrées (*fig.* 1 b). Les chaînes sont constituées de maillons qui peuvent se déplacer autour de leurs points de liaisons avec une certaine liberté, pourvu que la température soit suffisante pour que l'énergie kT soit de l'ordre de ou supérieure aux barrières de potentiel qui limitent ce mouvement. Ces chaînes, de grande flexibilité (sauf structures particulières), ont une conformation repliée et désordonnée — on dit « statistique ».

Ordre et désordre

A basse température, les mouvements moléculaires se ralentissent, et les maillons se fixent dans des dispositions qui correspondent soit à une position thermodynamique stable, c'est le cas des chaînes régulières, avec constitution de zones ordonnées par repliement suivant des cellules cristallines à mailles régulières, soit à un blocage, c'est le cas des chaînes irrégulières (atactiques) ou de portions de chaînes exclues des zones cristallines, ou encore de réseau serré où les empêchements stériques sont nombreux, avec une structure repliée en pelote où les mouvements sont figés dans des positions non régulièrement disposées. Il s'agit alors d'un solide amorphe ou vitreux.

Cristallinité partielle

A ce stade, il faut insister sur les difficultés des repliements réguliers, car les chaînes macromoléculaires présentent de très nombreux facteurs d'irrégularités, irrégularités qui sont partie structurale de la chaîne, et ne peuvent donc être exclues par le cristal en formation. Ainsi, dans pratiquement tous les cas, les « cristallites » sont de très petite taille et très imparfaits. D'autre part, une grande partie du solide ne peut se solidifier dans une position moléculaire régulière et constitue la matrice amorphe qui entoure les cristallites.

Deux sortes de matériaux solides sont donc à considérer : les polymères semi-cristallins et les polymères amorphes (*tableaux* I et II).

On rencontre également deux types de transitions en fonction de la température : la fusion, où les cristallites se transforment par une transition du premier ordre en pelote désordonnée, et dont les maillons sont en mouvement, et la transition dite vitreuse, où les maillons composant les pelotes désordonnées des parties amorphes se mettent en mouvement comme le font les molécules d'un verre à la température de ramollissement.

Comportement caoutchoutique, comportement plastique

Au-dessus de cette température de ramollissement, les chaînes macromoléculaires sont en constante agitation, chacun des maillons se déplaçant comme dans un liquide. Une sollicitation mécanique, par exemple en extension, entraîne un dépliement des chaînes; l'arrêt de cette sollicitation se traduit par une contraction avec retour à l'état replié qui constitue l'équilibre stable. C'est sur ce phénomène que repose l'élasticité de type caoutchoutique. Si la sollicitation mécanique est appliquée pendant une longue période de temps ou à une température plus élevée, les enchevêtrements qui maintenaient la cohésion élastique de type caoutchoutique peuvent se dénouer, permettant ainsi le glissement des chaînes les unes par rapport aux autres. C'est alors une déformation plastique irréversible, et la suppression de la sollicitation n'entraînera qu'un retour partiel vers la géométrie initiale. Dans le cas d'un réseau, les points de réticulation sont chimiquement stables, maintiennent le réseau et empêchent les déformations irréversibles. Les déplacements des portions de chaînes entre points de réticulation restent les seuls mouvements possibles et confèrent au produit une élasticité de type caoutchoutique.

Le temps, paramètre essentiel

Le comportement mécanique en fonction de la température dépend des mouvements moléculaires qui entraînent les changements de configuration. Ces mouvements de rotation, dont la manifestation à l'échelle d'une chaîne macromoléculaire se traduit par des dépliements et repliements, ne peuvent pas être instantanés et sont donc soumis à une cinétique bien déterminée. Autrement dit, pour une température donnée, la déformation consécutive à une contrainte donnée en vue de réaliser l'équilibre thermodynamique ne s'établit que progressivement. La vitesse de déformation peut être très grande comme

▼ *Tableau II : propriétés des polymères semi-cristallins.*

Tableau II
Propriétés des polymères semi-cristallins

	T croissant →		T_f	
État ou transition entre états	Solide : cristallites noyés dans une matrice amorphe	Transition vitreuse de la matrice amorphe (étalée sur un grand domaine de température à cause de l'environnement microscristallin)	Fusion	État fondu
Mouvements moléculaires	Pas de mouvement dans la chaîne	Mise en mouvement de portions de chaînes dans la matrice amorphe		Mouvement type liquide glissement des enchevêtrements
Comportement mécanique	Élasticité de type Hookien	Comportement visco-élastique de type « cuir ». Chute régulière du module en fonction de T et passage à élasticité d'un réseau très serré (les cristallites constituent les points de réticulations)		Liquide visco-élastique

dans le cas des élastomères réticulés, si la température est suffisamment élevée. Cette vitesse peut être infiniment petite, comme dans le cas d'un polymère amorphe à l'état vitreux : c'est alors un état métastable.

Ainsi, au même titre que la température, le temps est un paramètre essentiel pour définir l'état d'un matériau macromoléculaire. La rhéologie est la discipline qui étudie les matériaux en considérant les quatre paramètres, contrainte, déformation, température et temps :

$$f(\sigma, \varepsilon, T, t) = 0$$

Comportement original des polymères

On voit donc apparaître des différences très marquées entre les matériaux classiques de type cristallin (métaux, céramiques) et les matériaux organiques macromoléculaires. Tout au long de cette étude, notre raisonnement s'appuiera sur trois faits :

- la grande irrégularité des chaînes macromoléculaires défavorise la formation de structures bien ordonnées ;
- le dépliement et le repliement des chaînes macromoléculaires font apparaître dans un certain domaine de températures un comportement tout à fait original : l'état caoutchoutique ;
- le comportement, qui dépend des mouvements moléculaires, doit être défini en fonction du temps.

Structure des polymères semi-cristallins

A basse température, la plupart des corps purs organiques ou minéraux sont dans l'état solide. Ces structures organisées, dites cristallines, présentent une répétition régulière et ordonnée des motifs chimiques, éléments de base du composé, construction qui s'effectue sans restrictions particulières dans le cas de corps purs ; dans le cas de mélange, plusieurs phénomènes peuvent se produire, soit une cristallisation qui inclut les éléments différents dans une même structure cristalline, le plus souvent avec une composition définie, soit la ségrégation en plusieurs phases cristallines. Dans le cas des polymères, la situation est bien différente. Une chaîne macromoléculaire, même si elle n'est constituée que d'un seul type de monomère, présente très rarement une régularité parfaite dans ses enchaînements. D'autre part, ses extrémités sont en elles-mêmes des impuretés, c'est-à-dire des éléments différents du reste de la chaîne. Enfin, le degré de liberté de chaque élément de la chaîne est, à cause de ses voisins, beaucoup plus faible. Toutes ces raisons font que la construction d'un édifice cristallin à partir d'un polymère n'est pas chose facile. De nombreux polymères présentent cependant des propriétés de corps organisés, telle la présence de raies dans les expériences de diffraction des rayons X ; seuls les polymères dont la chaîne est régulière (par exemple isotactique dans le cas de polymères vinyliques) contiennent une certaine proportion de zones cristallines.

Lamelles et sphérolites

Des études fondamentales sur monocristaux de polymères (1958) ont permis d'expliquer la constitution de base de l'édifice cristallin. Un monocristal se présente sous forme de lamelles, et les chaînes macromoléculaires sont perpendiculaires au plan de la lamelle. Il est donc nécessaire d'admettre que ces chaînes sont repliées, les repliements constituant les deux surfaces planes de la lamelle. L'épaisseur est de l'ordre de 200 Å, et les dimensions longitudinales sont supérieures au µm. Le rapport taille sur épaisseur est à peu près celui d'une feuille de papier.

Dans le solide semi-cristallin, on observe des structures sphériques, appelées sphérolites, qui résultent d'une croissance radiale à partir d'un germe. Dans certains cas, on peut les observer au microscope optique. Il a été montré que les sphérolites sont formées de fibrilles radiales dont l'élément de base est un ruban constitué, comme les lamelles, de chaînes repliées et orientées perpendiculairement au ruban, c'est-à-dire suivant une tangente à la structure sphérolitique.

Les sphérolites occupent l'ensemble du solide. Dans les joints intersphérolitiques existent de nombreux liens fibrillaires qui relient une sphérolite à l'autre. La sphérolite n'est pas une structure complètement organisée : l'« armature » fibrillaire d'orientation radiale baigne dans une matrice de matériau non organisé, c'est-à-dire amorphe. Un polymère semi-cristallin est donc un matériau composite complexe.

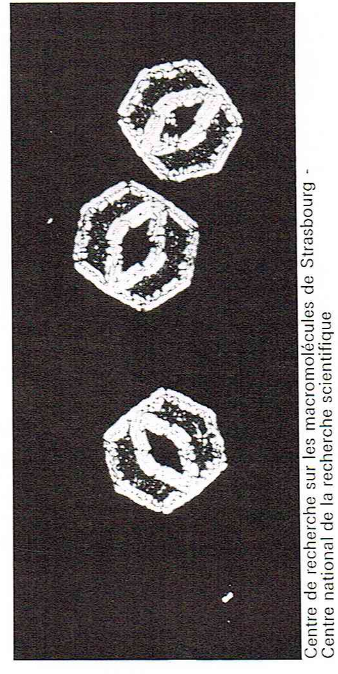
Les études de la structure et de la morphologie des polymères semi-cristallins font appel à des techniques très variées. A l'échelle de l'arrangement cristallin, on utilise la diffraction des rayons X et la diffraction électronique, qui peut être mise en œuvre dans un microscope électronique à transmission. A l'échelle de la lamelle, c'est la diffraction des rayons X aux petits angles qui permet d'en mesurer l'épaisseur. A l'échelle de la sphérolite, la microscopie optique et la diffusion de la lumière permettent de déterminer le diamètre et d'apprécier la déformation en cas d'orientation.

Les structures fibrillaires

Des morphologies différentes de la morphologie sphérolitique sont obtenues par orientation. C'est en particulier le cas des fibres textiles, domaine dans lequel les polymères ont pris une place primordiale. Dans leur grande majorité, les fibres synthétiques sont obtenues par des procédés d'étirage qui provoquent, d'une part, des changements de structure cristallographique et, d'autre part, l'orientation des fibrilles cristallines (lamelles et rubans). Dans les cas courants, les taux d'étirage sont de l'ordre de 4. Les conditions de l'opération, vitesse et température, ainsi que l'état du produit avant étirage, sont des paramètres très importants pour l'obtention des propriétés maximales. Des taux d'étirage plus élevés entraînent la transformation progressive des structures cristallines repliées en structures fibrillaires où les chaînes macromoléculaires sont orientées non plus perpendiculairement à l'axe, mais parallèlement à celui-ci. On conçoit aisément que la résistance et la rigidité d'une fibre idéale, où toutes les chaînes seraient orientées dans le sens de la fibre, seraient très importantes. Il n'est pas possible d'y parvenir par cette voie, bien que des essais récents avec des taux d'étirage supérieurs à 30 aient produit des fibres de très haute performance dans le cas du polyéthylène.

La cristallisation sous forme étendue, c'est-à-dire sans repliement des chaînes macromoléculaires, n'est possible que si, dans un premier temps, les pelotes repliées sont dépliées. On y parvient en soumettant une solution de polymère à un écoulement forcé. Le champ de contrainte créé entraîne un dépliement partiel des pelotes statistiques. La méthode a été appliquée au polyéthylène et a permis de produire des fibres dont le module d'Young dépasse 10^5 MPa, le module théorique d'une chaîne de polyéthylène étant de $2{,}2 \cdot 10^5$ MPa.

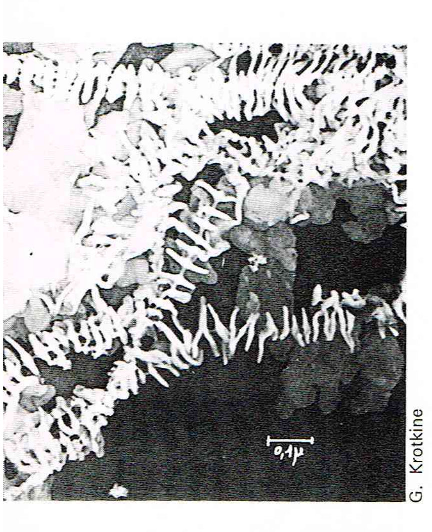
Dans le cas de chaînes macromoléculaires très peu flexibles, c'est-à-dire dont les rotations entre maillons sont très fortement empêchées (encombrement stérique, liaisons chimiques), il est possible d'obtenir des cristallisations en chaînes étendues en orientant par filage des solutions concentrées et en coagulant sous étirage ces solutions. Cette méthode est appliquée aux polyamides aromatiques et permet d'obtenir des fibres à très haut module et à très haute résistance (par exemple, les fibres Kevlar de la Société Du Pont de Nemours). Le rapport


Centre de recherche sur les macromolécules de Strasbourg - Centre national de la recherche scientifique

▲ *Croissance de monocristaux de polyoxyéthylène.*

▼ *Monocristal de polyoxyméthylène (croissance en spirale) [microscopie électronique].*

Lab. de physique des matériaux de Bellevue - Centre national de la recherche scientifique



G. Krotkine

▲ *Morphologie en « schisch kebab » d'un polyéthylène cristallisé en solution par induction hydrodynamique (tirage négatif).*

entre propriétés mécaniques et poids spécifiques dépasse largement celui des meilleurs métaux.

Taux de cristallinité

Les polymères dits cristallins n'étant en fait que partiellement organisés, il importe d'étudier leur taux de cristallinité, qui est défini comme le rapport de la masse cristalline présente à la masse totale de l'échantillon observé :

$$\theta = \frac{\text{M cristalline}}{\text{M totale}}$$

Plusieurs méthodes sont utilisées pour évaluer θ; les plus simples sont les mesures de densité et les mesures de chaleur de fusion. La densité est reliée directement au taux de cristallinité, car la phase cristalline, par son arrangement ordonné, est plus compacte que la phase amorphe. Un exemple courant est la mesure des cristallinités des polyéthylènes à l'aide d'une colonne à gradient de densité qui permet des mesures très précises. En mesurant la chaleur de fusion (ΔH), il est possible d'obtenir le taux de cristallinité : $\theta = \Delta H / \Delta H_{100\,\%}$, si l'on connaît la chaleur de fusion $\Delta H_{100\,\%}$ du même produit cristallisé complètement.

Ces évaluations sont très importantes, par exemple en contrôle de matières premières dans une industrie de transformation, car nous verrons que le taux de cristallinité influence directement les performances mécaniques. Une illustration en est donnée par la comparaison entre les polyéthylènes haute et basse densité (PEHD et PEBD). Le premier, fabriqué par catalyse de coordination, comporte une chaîne beaucoup plus régulière ; il a aussi un taux de cristallinité plus élevé, donc une rigidité plus grande que le second.

Fusion des polymères semi-cristallins

La température de fusion des polymères semi-cristallins est moins bien définie que celle des corps de faible masse moléculaire. En effet, à cause de la texture fibrillaire, le rapport surface sur volume est très élevé, et la température réelle de fusion peut s'étendre sur une dizaine de degrés au-dessous de la température théorique définie par l'équilibre thermodynamique. Celle-ci est d'une grande importance pour les applications, car elle constitue la limite d'utilisation. Le *tableau* III résume les points de fusion de quelques thermoplastiques. En moyenne, les points de fusion des polymères contenant des groupes polaires sont plus élevés que ceux des polymères hydrocarbonés. Cela traduit l'influence des interactions entre les chaînes à l'état cristallisé. Les liaisons hydrogène (polyamides) jouent un rôle important.

Cristallisation

Lors du refroidissement d'un polymère (de structure régulière, donc susceptible de cristalliser), un phénomène de surfusion se produit, c'est-à-dire que la cristallisation ne survient, avec des vitesses mesurables, qu'à plusieurs dizaines de degrés en dessous du point de fusion. La forte viscosité du milieu ainsi que la difficulté de réaliser les empilements repliés des chaînes expliquent cette lenteur dans le déroulement du phénomène. Si la température est abaissée au point de ralentir les mouvements moléculaires des chaînes, la vitesse de cristallisation diminue ; à très basse température, la cristallisation ne peut se poursuivre. Il y a ainsi pour de nombreux polymères des possibilités de trempe où une partie du composé restera sous forme amorphe. Un réchauffage, c'est-à-dire un recuit, permettra à la cristallisation de s'effectuer jusqu'à l'équilibre.

▼ *Tableau III : température de fusion, température de transition vitreuse (T_g) de quelques polymères.*

Tableau III
Température de fusion, température de transition vitreuse (T_g) de quelques polymères

Polymères hydrocarbonés	Température de fusion (en °C)	Température de transition vitreuse (en °C)	Polymères contenant des groupes polaires	Température de fusion (en °C)	Température de transition vitreuse (en °C)
Polybutadiène cis 1-4	-4	-112	Polyépoxypropane	–	-75
			Acétate de polyvinyle	–	32
Polybutadiène trans 1-4	74	- 80	Polychlorure de vinyle	–	80
Polyéthylène	137	–	Polyméthacrylate de méthyle	–	108
Polypropylène	174	-10 à 0	Polyamide 11	190	46
Polystyrène	–	100	Polyéthylène téréphtalate	265	69
Polyméthyl 4, pentène 1	250	50	Polycarbonate	240	142
			Polytétrafluoroéthylène	327	–

État vitreux

Si le polymère est constitué de chaînes irrégulières, soit à cause de la nature chimique des éléments (copolymère statistique), soit à cause d'irrégularités d'enchaînement (isomère cis-trans, tacticité), il n'y a pas de possibilité d'arrangements ordonnés, donc d'édifice cristallin. A basse température, le composé restera sous forme amorphe dans un état appelé vitreux. Dans le cas des homopolymères ou des copolymères statistiques, la structure est celle d'un verre, c'est-à-dire isotrope et homogène jusqu'à une échelle très faible.

Le cas des copolymères séquencés mérite d'être mentionné. Dans ces produits, il se produit souvent des phénomènes de séparation de phases tels qu'on peut les rencontrer dans les émulsions. La structure la plus connue est celle des polystyrènes dits « chocs » et des ABS (acrylonitrile, butadiène, styrène) qui forment une dispersion d'une phase caoutchoutique en fines sphères (diamètre de 1 à 5 µm) dans une matrice vitreuse. Dans certains cas, il est possible de préparer des dispersions de cylindres, et, lorsque ceux-ci sont orientés dans une direction préférentielle, apparaît une forte anisotropie des propriétés, en particulier des propriétés mécaniques.

Transition vitreuse

Lorsqu'un polymère à l'état vitreux est réchauffé, surviennent, dans un certain domaine de températures, des transformations physiques dont la plus évidente est un ramollissement important. A l'aide d'un dilatomètre, on constate une nette augmentation du coefficient de dilatation. La chaleur spécifique augmente également, comme le montrent les courbes d'analyse thermique différentielle. Ces modifications de paramètres physiques sont caractéristiques d'une transition de deuxième ordre, par opposition aux transitions de premier ordre comme la fusion. En effet, alors qu'un apport de calories est nécessaire pour effectuer la transformation de fusion qui s'accompagne d'un changement de volume spécifique, seules les dérivées de ces paramètres par rapport à la température, c'est-à-dire le coefficient de dilatation et la chaleur spécifique, sont modifiées dans la transition que nous étudions (c'est pourquoi elle est dite de deuxième ordre). Dans le cas des polymères, cette transition est appelée transition vitreuse et écrite T_g *(glass transition)*.

Cette température est la limite d'utilisation à la chaleur des polymères amorphes. C'est donc un paramètre important qui fait l'objet de déterminations de caractère technologique sous la forme du point Vicat ou de la température de fléchissement sous charge.

Les températures T_g, telles qu'elles ont été mesurées par dilatométrie ou par analyse thermique différentielle, sont données dans le *tableau* III pour quelques polymères bien connus.

A l'échelle moléculaire, la transition vitreuse correspond au seuil d'énergie kT nécessaire pour que les rotations moléculaires puissent être très probables, permettant ainsi les changements de configuration des pelotes macromoléculaires. La transition correspond donc à un passage entre un état vitreux dur et l'état de déformation caoutchoutique.

L'influence de la structure sur le point de transition vitreuse n'est pas évidente. Notons cependant que plus les interactions sont fortes, plus la température de transition vitreuse est élevée. D'autre part, les mouvements sont d'autant plus aisés, donc la température de transition d'autant plus basse, que les degrés de liberté de la chaîne sont plus nombreux et le « volume » occupé plus grand (sous la forme d'un encombrement).

Les composés comportant deux phases, mélanges ou copolymères séquencés, présentent deux températures de transition vitreuse, une pour chacune des phases. Au contraire, les mélanges ou les copolymères statistiques,

de phase homogène, ne comportent qu'un seul point de transition qui est situé entre les deux points des constituants.

Les polymères semi-cristallins comportant une certaine quantité de produit sous forme amorphe devraient manifester les phénomènes de transition vitreuse dans cette phase. En fait, nous avons vu que phases cristalline et amorphe étaient extrêmement dispersées, à une échelle inférieure à 200 Å. A cette échelle, les mouvements moléculaires dans la phase amorphe sont très sérieusement restreints par la présence de la phase cristalline. Ainsi, le point de transition vitreuse est alors une zone de transition très étalée entre le point théorique d'une phase complètement amorphe et le point de fusion des zones cristallines.

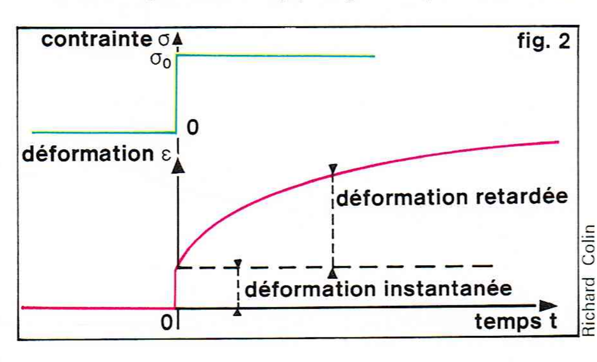
La température de transition vitreuse est fortement influencée par des additifs particuliers qu'on appelle *plastifiants*. Ces produits, en abaissant de façon considérable la température de transition vitreuse, permettent des utilisations nouvelles pour certains matériaux. Le cas le plus important est celui du chlorure de polyvinyle (PVC), dont la température de transition vitreuse est de 80 °C. L'addition de plastifiant de type ester aromatique fournit des produits dont le point de ramollissement est de l'ordre de 10 °C ou moins. Les tuyaux d'arrosage et les films sont deux exemples d'application du PVC plastifié.

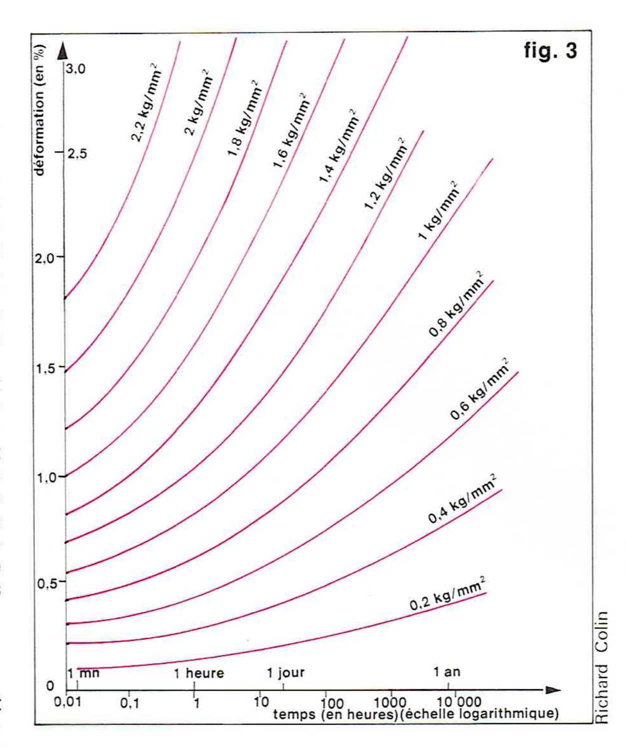
Visco-élasticité

Le temps est un facteur essentiel dans le comportement des matières plastiques, en particulier pour les thermoplastiques. Aux températures d'utilisation de ces produits, les mouvements moléculaires se produisent à des vitesses très lentes. Sous sollicitation mécanique, ces mouvements se traduisent à long terme par une déformation supplémentaire non prévue par les essais mécaniques classiques. Ce type de comportement, ainsi que l'essai pour le caractériser, s'appelle **fluage** (en anglais *creep*) [*fig.* 2]. Sous l'influence d'une contrainte σ appliquée à un instant donné ($t = 0$, p. ex.), la déformation s'établit en deux étapes. L'une, instantanée, correspond à l'élasticité classique d'un corps solide. L'autre, retardée, est la conséquence des mouvements moléculaires qui tendent vers des changements de configuration dans le sens de la contrainte. Plus la température d'utilisation du produit est proche de la température de transition vitreuse, plus la déformation retardée est importante parce que les mouvements moléculaires sont plus fréquents.

Les courbes de la *figure* 3 sont extraites des documents fournis par un producteur sur le comportement mécanique de son produit. Ces abaques sont utilisés par les bureaux d'étude pour la conception des pièces. Sur ces courbes, on peut remarquer qu'une pièce soumise à un effort de longue durée, une année par exemple, peut subir des déformations deux à trois fois plus importantes que celles qui auraient été mesurées dans un essai classique, essai qui correspond à un temps de l'ordre de la minute.

Depuis longtemps, les théoriciens de la rhéologie ont cherché à modéliser les phénomènes. L'un des modèles les plus simples est celui de Voigt, composé d'un couple ressort-amortisseur en série avec un ressort. Cet ensemble, soumis à une force f établie au temps zéro, se déforme suivant la courbe de fluage décrite précédemment. La déformation du ressort de rigidité E_1 s'établit instantanément, et elle s'accompagne d'une déformation retardée par la viscosité η_2 de l'amortisseur situé en parallèle du ressort E_2 (*fig.* 4). Ce type de modèle n'est représentatif que si la raideur E_1 est beaucoup plus grande que la raideur E_2.





◀ ***Figure 3 : abaques utilisés par les bureaux d'étude, donnant le comportement mécanique (déformation) d'un produit en fonction du temps et de la contrainte.***

Le couple ressort-amortisseur (E_2, η_2) définit un temps de relaxation $\tau = \eta_2/E_2$ et la déformation totale peut être décrite par :

$$\varepsilon = \frac{f}{E_1} + \frac{f}{E_2}\,[1 - \exp\,(-\,t/\tau)]$$

Le premier terme traduit les déplacements instantanés des éléments moléculaires autour de leur position d'équilibre, le second représente les changements de configuration dus aux mouvements moléculaires effectués par sauts activés thermiquement.

Dans la réalité, comme l'échelle de temps est limitée par nos capacités d'observation, seule une petite partie de l'histoire des déformations est observée. Par exemple, les abaques présentés décrivent le premier terme et une partie du second où t reste très inférieur à τ.

Une deuxième forme d'intervention du facteur temps se manifeste dans le **comportement des polymères sous sollicitation cyclique.** En effet, un échantillon soumis à une déformation sinusoïdale subit une contrainte sinusoïdale qui n'est pas en phase avec la déformation. Cela est dû à la viscosité interne du matériau, conséquence des mouvements moléculaires qui tendent à suivre les déformations macroscopiques imposées. En sollicitation dynamique, le module peut être décomposé en un module de type élastique E′ et un module de type visqueux E″. La composante élastique représente l'énergie potentielle, la composante visqueuse l'énergie perdue par frottement visqueux. Le module E est la somme vectorielle de ces deux modules :

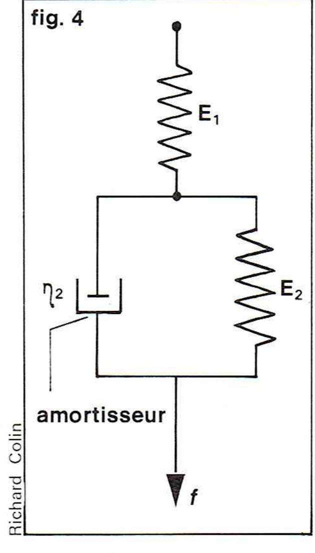
$$E = \sqrt{E'^2 + E''^2}.$$

Le déphasage est d'autant plus grand que la contribution visqueuse est grande. Il est défini par l'angle δ de perte mécanique : $\operatorname{tg} \delta = E''/E'$.

En reprenant l'analogie du modèle de Voigt, avec un couple ressort-amortisseur caractérisé par un temps de relaxation τ, l'amortissement maximal se produit pour une pulsation ω_0 telle que $\omega_0\tau = 1$ ($\omega = 2\pi f$, f étant la fréquence). L'amortissement maximal se produit quand la pulsation est égale à l'inverse du temps de relaxation du mouvement moléculaire : l'analyse de l'amortissement est un moyen de spectroscopie mécanique, qui permet de détecter la manifestation de mouvements moléculaires.

Ces problèmes d'amortissements sont importants dans les applications : rebond et échauffement interne dans les élastomères, par exemple les pneumatiques; pour les matières plastiques, absorption des chocs, amortissement des vibrations, isolement phonique.

Tous ces phénomènes, rassemblés sous le nom de visco-élasticité, dépendent de la température. En effet, celle-ci agit directement sur la fréquence des mouvements molé-



▲ ***Figure 4 : modèle de Voigt.***

◀ ***Figure 2 : phénomène de fluage; déformation ε en fonction du temps sous l'effet d'une contrainte σ appliquée brusquement.***



A.L.G.

▲ *Deux éprouvettes en thermoplastique présentant les deux types de comportements : à gauche, comportement ductile ; à droite, comportement fragile.*

culaires, activés par un effet analogue à l'activation thermique d'une réaction classique sous la forme que lui a donnée Eyring : exponentielle du rapport — E_A/kT (où E_A est la barrière énergétique qui s'oppose au changement de configuration). En reprenant le modèle de Voigt, la température, en agissant sur la viscosité η_2 de l'amortisseur placé en parallèle, modifie le temps de relaxation propre du modèle. En réalité, la température a pour effet de modifier l'ensemble des temps de relaxation. Aussi, dans un essai d'amortissement à fréquence f fixe, le changement de température permettra-t-il d'observer les amortissements dus aux mouvements moléculaires au moment où leurs temps de relaxation correspondront à l'inverse de la pulsation ω de l'essai.

L'effet de la température sur un essai en fonction du temps (ou de la fréquence) est de contracter l'échelle des temps si la température augmente, de la dilater si la température diminue. Si l'échelle des temps est en logarithmes, l'effet est alors celui d'un décalage. Cette propriété est utilisée pour réaliser des courbes maîtres, construites par glissement le long de l'échelle logarithmique en temps, glissement qui est une fonction de la température. Cela permet d'obtenir des résultats à long terme par équivalence temps-température.

Les mesures expérimentales pour la détermination des caractéristiques du comportement visco-élastique dépendent de l'échelle de temps considérée. Pour le comportement à long terme sont utilisés les essais de fluage ou de relaxation. Les caractéristiques sont mesurées couramment jusqu'à une durée d'une année, mais nécessitent un matériel relativement complexe, étant donné la stabilité nécessaire. Pour les courtes échelles de temps, seules les méthodes cycliques sont utilisables. Citons le pendule de torsion et les méthodes de vibrations libres ou entretenues pour les essais qui font intervenir la résonance autour d'une fréquence propre d'un ensemble mécanique. La méthode des vibrations forcées (hors résonance) permet l'exploration d'une large échelle de fréquences, 0,01 hertz à plusieurs kilohertz.

Comportement mécanique

Les essais mécaniques de traction sur une éprouvette de thermoplastique, par exemple, font apparaître deux types de comportements, l'un dit fragile, l'autre dit ductile. Une rupture est dite fragile quand l'éprouvette se casse brutalement en présentant des surfaces de fracture macroscopiquement lisses. Une rupture est dite ductile quand l'éprouvette subit une striction, puis un étirement plus ou moins prononcé avant la rupture finale (*fig.* 5). A partir de ces courbes, on définit la résistance et la déformation à la rupture dans le cas fragile, la résistance au seuil d'écoulement (σ_y) et la déformation à la rupture dans le cas ductile.

Pourquoi deux modes de rupture aussi différents ? L'analyse des mécanismes d'apparition des déformations irréversibles permet de mieux comprendre les phénomènes. A partir des hétérogénéités à l'échelle microscopique (100 à 200 Å) naissent des microglissements suivant les lignes de cisaillement maximal. Quand la contrainte croît, deux possibilités se présentent : ou bien ces lignes de glissement s'agrandissent jusqu'à devenir visibles macroscopiquement, et leur multiplication provoque un écoulement macroscopique conduisant à une striction ; ou bien ces microglissements entraînent la formation de microvides par cavitation. Les microvides sont des points de concentration de contrainte, ils se transforment donc rapidement en fissures dont la propagation rapide conduit à la rupture brutale. Ce dernier mode sera précisé un peu plus loin par l'introduction de la notion de microfissures.

Selon la valeur de la contrainte critique de cavitation par rapport à la contrainte critique de glissement, il y a rupture suivant l'un ou l'autre mode. Lors d'un test de traction sur éprouvette lisse, le polystyrène, le polyméthacrylate de méthyle, la plupart des résines thermodurcissables sont fragiles, le polyéthylène, le polypropylène, les polyamides, le polycarbonate sont ductiles. Plusieurs paramètres peuvent intervenir pour déterminer le mode de rupture :

● *L'état de contrainte*. Plus la composante hydrostatique est importante dans le sens de la compression, plus le matériau a tendance à se déformer de façon ductile. L'inverse, triaxialité des contraintes avec composante hydrostatique négative, entraîne une tendance à la fragilité. C'est le cas des éprouvettes entaillées par rapport aux éprouvettes lisses. L'effet de l'état de contrainte explique également qu'une augmentation de l'épaisseur des éprouvettes peut entraîner un mode de rupture fragile (ex. : PVC).

● *La température*. L'augmentation de température abaisse le seuil critique de déformation plastique. Par échauffement, un produit fragile devient ductile à une température inférieure à la température de transition vitreuse. Inversement, il y a fragilisation à froid.

● *Le temps*. La vitesse de sollicitation augmente le seuil critique de déformation plastique. A grande vitesse de sollicitation, un produit ductile peut se rompre fragilement. Les essais de choc sous précontrainte sur le PVC illustrent bien ce phénomène : une éprouvette est mise sous contrainte, puis soumise au choc latéral d'un couteau monté sur un pendule. Au-delà d'une certaine contrainte, le choc entraîne la rupture brutale de l'éprouvette, alors qu'à cette même contrainte une éprouvette comportant une entaille préexistante résiste à la rupture. La vitesse du choc est suffisante pour créer au fond de l'entaille naissante une situation de contrainte où le seuil de fragilité est plus bas que le seuil de plasticité. La propagation rapide de la fissure maintient cette situation pendant tout son trajet jusqu'à la rupture.

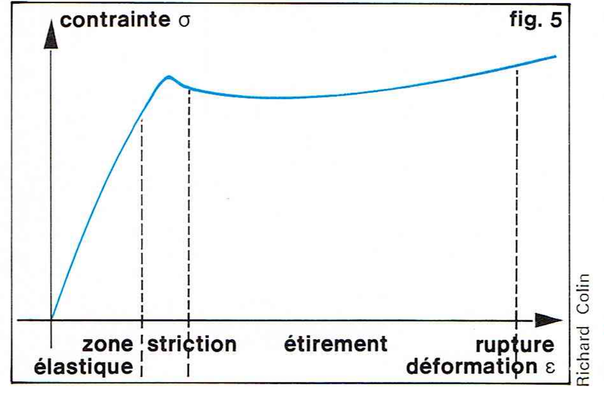
● *L'environnement*. Au contact de certains produits, de nombreux thermoplastiques, jusqu'alors ductiles, deviennent fragiles (polyéthylène, polycarbonate, etc.). Le changement d'état à la surface du polymère ou en fond de fissure favorise le mécanisme de rupture fragile.

La mécanique de la rupture

Cette technique a permis de bien mieux comprendre les mécanismes de rupture dans les matériaux, précisant les données mécaniques, c'est-à-dire essentiellement l'état de contrainte au voisinage du fond d'une fissure dans une pièce ou une éprouvette quelconque.

Historiquement, Griffith a d'abord abordé le problème sous l'angle énergétique. Quand une fissure croît, l'énergie globale du système est modifiée : une énergie élastique est restituée (changement d'énergie potentielle du système mécanique), et une énergie de rupture est absorbée pour la création d'une nouvelle surface. Nous négligeons ici l'énergie cinétique et l'énergie mécanique. Si l'énergie élastique restituée est supérieure à l'énergie de création de la surface de rupture, alors la fissure progresse. Dans le cas inverse, le système est stable. Donc, si G, énergie de déformation élastique libérée, est supérieur à un seuil critique G_c, la fissure progresse. G peut être calculé à partir des paramètres de l'éprouvette, la longueur de fissure, les contraintes appliquées et le module du matériau.

Le problème a été abordé par Irwin à l'aide de l'analyse mécanique des contraintes en fond de fissure. Il a montré que les contraintes en un point pouvaient être définies par une fonction des coordonnées de ce point par rapport au fond de fissure, multipliée par un facteur K appelé facteur d'intensité de contrainte, qui contient les paramètres géométriques de l'éprouvette et de la fissure ainsi que les paramètres de contrainte définis en l'absence de fissure. Par exemple, dans le cas d'une fissure de longueur $2a$ dans une plaque de dimensions très supérieures à $2a$ et soumise à une contrainte de traction



▶ *Figure 5 : rupture ductile ; une rupture est dite ductile, par opposition à fragile, quand l'éprouvette subit, lors d'un effet de traction, une striction puis un étirement plus ou moins prononcé avant la rupture.*

$K = \sigma \sqrt{\pi a}$. Quand le facteur K atteint une valeur critique K_c, la fissure progresse. K_c est un facteur intrinsèque au matériau.

Les deux approches sont donc équivalentes, l'une étant directement accessible par l'expérience (G_c), l'autre étant le résultat d'un calcul mécanique. Les calculs de K sont publiés pour un grand nombre de types d'éprouvettes. Dans le cas des métaux, une norme ASTM est consacrée à la détermination expérimentale de la contrainte critique σ_c qui permet de calculer K_c. La connaissance de K_c permet, à partir de la contrainte maximale, de préciser la taille maximale des défauts admissibles.

Irwin a amélioré les techniques en incluant dans les calculs la taille de la zone plastique en fond de fissure. En effet, dans le schéma précédent, la contrainte devient infinie en fond de fissure idéale de rayon nul. En fait, le fond de fissure subit une déformation plastique dont la taille dépend de l'aptitude du matériau à se déformer plastiquement. Un matériau macroscopiquement fragile est donc en fait microscopiquement ductile. Plus la taille de cette zone est petite, plus l'énergie de propagation de fissure est faible.

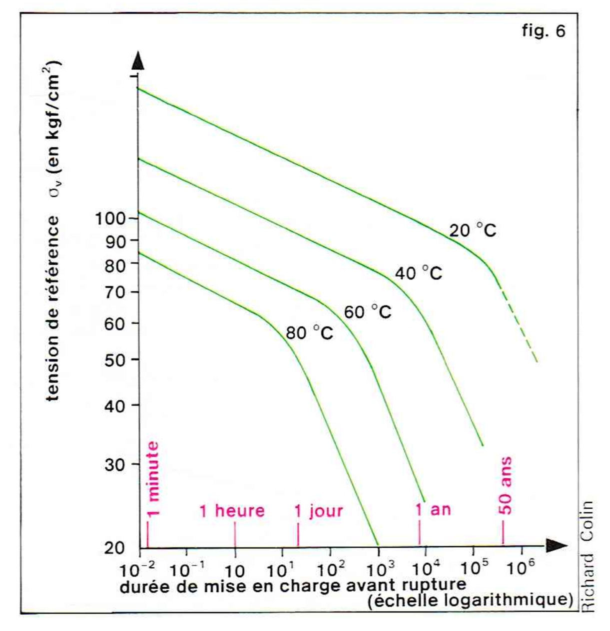
Fissuration lente

La mécanique de la rupture explique donc que la fissuration dite fragile est en fait la conséquence, comme le comportement ductile, d'une déformation plastique mais qui reste confinée dans un volume très faible. Cela permet de mieux comprendre les effets du temps et de la température sur le mode de rupture ainsi que sur la vitesse de fissuration. Ces deux facteurs agissent directement sur la contrainte au seuil d'écoulement, c'est-à-dire sur le point où commencent les déformations plastiques irréversibles. Cette influence est de la forme :

$$\tau = \tau_0 \exp (U_0 - \gamma\sigma)/RT$$

où τ est le temps d'apparition de la déformation plastique, U_0 une énergie d'activation, σ la contrainte, T la température, γ une constante qui a la dimension d'un volume. Cette relation rend bien compte du temps d'amorçage de la propagation sous une contrainte donnée et aussi du temps d'apparition des microfissures. Cette expression peut s'expliquer par la théorie d'activation d'Eyring appliquée aux mouvements moléculaires à l'état solide.

Dans les applications industrielles, cela se traduit par des ruptures retardées, qui surviennent au bout d'un temps d'autant plus long que la contrainte est plus faible. La *figure* 6 illustre ce phénomène sous la forme de diagramme logarithmique entre la contrainte de rupture et le temps à la rupture dans le cas de tuyau de polyéthylène soumis à une pression interne constante. Les courbes tracées s'étendent pour certaines jusqu'à 50 ans. Plusieurs températures ont été utilisées, non seulement pour connaître le comportement à chaud, mais aussi pour pouvoir extrapoler le comportement à température ambiante jusqu'à des périodes supérieures à cinquante ans, durée courante en génie civil. A l'aide de ces courbes est déterminée une contrainte limite, à ne pas dépasser pour pouvoir assurer aux conduites une durée de vie supérieure à cinquante années.



◀ ***Figure 6 :** diagramme logarithmique entre la contrainte de rupture et le temps à la rupture dans le cas des tuyaux de polyéthylène soumis à une pression interne constante (d'après un document Hoechst).*

La microfissuration

Les thermoplastiques soumis à des sollicitations mécaniques subissent fréquemment le phénomène de microfissuration, qui se traduit par l'apparition de très fines craquelures brillantes bien visibles dans les produits transparents. Vous pourrez les obtenir facilement en déformant les gobelets en polystyrène transparent, et, si vous prenez l'avion, vous en verrez dans presque tous les hublots. Ces microfissures sont en fait extrêmement fines, et les deux faces qui les délimitent sont reliées entre elles par de multiples filaments, la « densité » apparente n'étant réduite qu'à la moitié de la densité du matériau non déformé.

Ces microfissures sont des précurseurs pour la fissure dont la propagation entraînera la rupture. Cependant, ce phénomène de microfissuration est, paradoxalement, un facteur de renforcement de ces matériaux. En effet, les déformations plastiques nécessaires à la formation des microfissures demandent une grande dépense d'énergie, beaucoup plus grande qu'une simple séparation de surface. D'autre part, dans une pièce fissurée, la création sous contrainte d'un grand nombre de microfissures en avant du front de fissure permet, en modifiant l'état de contrainte local, de ralentir la progression de la fissure.

Cet aspect positif doit être tempéré par un inconvénient important. Les microfissures sont des chemins privilégiés pour la pénétration au cœur du matériau de gaz ou de liquide. Certains de ceux-ci ont la propriété de fragiliser à des degrés divers les thermoplastiques en modifiant superficiellement leurs propriétés mécaniques.

Résistance au choc

L'utilisation, au début du développement des matières plastiques, de produits dont la mise au point laissait à désirer, a provoqué, à cause des nombreuses pièces cassées, un sentiment de méfiance et introduit l'idée d'une grande fragilité de ces matériaux. Si cela reste vrai dans le cas de certaines matières telles que le polystyrène, des recherches ont amené le développement de nouveaux matériaux possédant une résistance au choc très améliorée. Il faut citer le polycarbonate dont les performances lui permettent de résister même aux pavés des manifestations de rues.

Un des moyens d'amélioration de la résistance au choc est la réalisation d'« alliages » de polymères dont la structure est composée d'une phase rigide contenant des sphères de phase caoutchoutique d'un diamètre de l'ordre du µm. Dans cette structure, présente dans les polystyrènes choc et les ABS, un choc fait apparaître une multitude de microfissures qui absorbent une énergie suffisante pour éviter une rupture macroscopique.

Les matériaux polymériques sont également sensibles, comme les matériaux métalliques, aux phénomènes de *fatigue*. Des fissures, en effet, se développent et progressent lentement sous l'action de sollicitations alternées dont l'intensité peut être notablement plus faible que celles qui conduiraient à une rupture brutale.

Les ruptures peuvent être également dues à l'*environnement* de la pièce en service. Si les métaux sont sensibles aux acides, par exemple, les matières plastiques peuvent être fissurées par des solvants, des hydrocarbures, des alcools, des détergents tensio-actifs, et cette action s'accomplit par la voie des microfissures, comme nous l'avons vu précédemment. L'action de la *lumière* est aussi un facteur d'évolution des matières vers sa dégradation. En effet, les rayons ultraviolets de la lumière solaire provoquent des cassures de chaînes macromoléculaires. La modification des seuils de ductilité se traduit rapidement par une fragilisation accrue.

L'ensemble de ces problèmes de rupture et de vieillissement prend actuellement une importance particulière, car l'évolution industrielle tend vers une plus grande *sûreté* dans le fonctionnement et l'utilisation des produits dans tous les domaines. De plus, le souci d'économie de l'énergie et des matériaux laisse une place prépondérante aux qualités de *durabilité*.

Technologie des matières plastiques

Caractérisation des matières plastiques

Pour utiliser un matériau dans une structure mécanique, quelle qu'elle soit, il faut en connaître les caractéristiques. A partir des paramètres mécaniques, rigidité, résistance à la rupture, etc., l'ingénieur de conception pourra calculer les pièces qui constituent la structure en respectant un certain nombre de règles, telles que déformation maximale autorisée, coefficient de sécurité imposé. Mais les paramètres mécaniques ne sont pas les seuls à prendre en compte ; bien d'autres conditions vont guider le choix des matériaux et le calcul de la structure. Citons les plus courantes : températures de fonctionnement, environnement, irradiation solaire, résistance au feu, isolement électrique, caractéristiques optiques. Suivant les cas, des spécifications seront imposées à l'ingénieur, et c'est l'ensemble de ces caractéristiques qui va guider son travail.

Il est donc indispensable d'évaluer avec beaucoup de précision et de sûreté les paramètres qui mesurent les performances de chaque type de matériau dans tous les domaines. L'utilisateur en a besoin pour son travail de conception, et le producteur cherche à évaluer la qualité de ses produits pour les améliorer et en assurer la promotion dans les domaines les plus divers. Ces paramètres sont déterminés par des *essais normalisés* — ce qui est indispensable pour permettre le dialogue entre les différents utilisateurs et les producteurs. Les normes d'essais sont étudiées et mises au point dans chaque pays : en France, c'est l'Association française de normalisation (AFNOR), en Grande-Bretagne les British Standards, en Allemagne les normes DIN, aux États-Unis l'American Society for Testing Materials (ASTM). A l'échelle internationale, on trouve les normes ISO, International Standards Organization. Le système métrique (que l'ASTM n'a jusqu'ici pas suivi) prend de plus en plus d'importance.

Nous allons passer en revue quelques-uns des essais les plus importants et, en même temps, insister sur les caractéristiques qu'il est important de déterminer dans le cas des matières plastiques : comportements mécaniques, électriques, optiques, comportement au vieillissement, au feu.

Caractérisation du comportement mécanique

Nous avons décrit précédemment le comportement mécanique d'une matière plastique, et nous avons distingué le cas des matériaux ductiles (ils s'étirent) de celui des matériaux fragiles (ils se cassent). Les essais normalisés consistent à évaluer quantitativement ce comportement en mesurant avec précision certains paramètres caractéristiques définis par le type d'essai et la norme en vigueur.

Par exemple, l'**essai de traction** fournit le module de rigidité en traction, la résistance au seuil d'écoulement ou la résistance à la rupture (cas fragile) et la déformation à la rupture (voir *Propriétés mécaniques des matériaux*, p. 29 à 46, *Technologie* III). Il est effectué par une machine d'essai équipée pour la traction où l'éprouvette, dont les dimensions sont précisées par la norme, est soumise à une déformation progressive, et où la machine enregistre la force nécessaire pour assurer cette déformation. La norme, outre les dimensions, précise la vitesse de traction, la température, la précision minimale des mesures, le nombre d'éprouvettes, la façon de rendre correctement les résultats, et bien d'autres paramètres.

Ainsi, suivant la norme ISO R 175, le polyéthylène haute densité n° X de la société Y présente les résultats suivants : module : 1 090 MPa (écart-type 105 MPa) ; résistance au seuil d'écoulement : 31 MPa (6 MPa) ; déformation à la rupture : 650 % (120 %).

L'essai mécanique peut être réalisé en **flexion** suivant d'autres normes, en général avec le même type de machine d'essai. On obtiendra alors le module de rigidité en flexion et la résistance à la rupture en flexion.

Le facteur temps fait l'objet d'un test particulier appelé **fluage**, qui est défini par des normes. Les courbes de fluage définissent la déformation du matériau sous une certaine contrainte au cours du temps. Elles comportent une échelle logarithmique du temps ; cela permet de rassembler sur la même courbe les effets à court et à long terme. Pour une utilisation mettant en jeu des contraintes de longue durée (réservoir ou tuyau sous pression, par exemple), ces courbes permettent à l'ingénieur de conception de mieux prévoir les déformations à long terme.

Les essais de fluage sont étendus jusqu'à la rupture ; les résultats peuvent alors être exprimés sous la forme du temps nécessaire à la rupture sous une contrainte donnée. La courbe σ-log t_R est la plus utilisée.

Les producteurs et les utilisateurs réalisent également des essais réels sur des tuyaux sous pression pour mieux préciser les travaux sur éprouvettes. Dans ce cas, la courbe, contrainte d'éclatement (ou de fuite) en fonction du temps d'éclatement, exprime clairement le résultat des essais.

Dans les utilisations, les efforts sont souvent, non pas statiques, mais cycliques, principalement dans les pièces en mouvement tournant : pompes, roues, axes, etc., mais aussi pour un grand nombre d'utilisations : chaises, poignées, outils, véhicules (freinage, accélération, virage). Il faut donc connaître et caractériser le comportement sous sollicitations cycliques, d'autant plus que la rupture peut alors se produire à des contraintes très inférieures à celles déterminées par un essai statique. Il existe peu de normes pour ce type d'essai ; chaque producteur entreprend cependant la caractérisation des performances en **fatigue** (c'est en effet par ce nom que l'on désigne les phénomènes sous *sollicitations cycliques*). Les résultats sont exprimés sous la forme de la courbe dite de Wöhler, qui relie la contrainte maximale appliquée au nombre de cycles nécessaire à la rupture. Ces essais ne peuvent être réalisés à haute fréquence (supérieure à 10 Hz), car alors la rupture survient par échauffement interne apporté par le fort facteur de perte dynamique de nombreuses matières plastiques.

Il est souvent difficile d'appliquer à des structures les résultats d'essai de fatigue sur éprouvettes. En effet, le comportement en fatigue dépend beaucoup des défauts du matériau ou de la structure. Si une bulle ou une crique existe dans la matière, s'il y a un congé ou un raccord trop aigu dans la structure, ces points sont des sources d'amorçage privilégiées pour les fissures de fatigue, et leur existence peut raccourcir fortement la durée de vie d'une pièce. La perfection du moulage et un bon dessin sont essentiels pour obtenir de bonnes performances dans ce domaine.

A l'opposé des sollicitations de longue durée, auxquelles se rapportent les essais de fluage et de fatigue, les **phénomènes de choc** mettent en jeu des vitesses de sollicitation élevées. De nombreuses matières plastiques sont cassantes sous un choc, et cette caractéristique doit être évaluée de façon objective. La méthode générale appliquée dans de nombreux essais normalisés consiste à mesurer l'énergie consommée au cours d'un choc. Plus la **résilience**, ou résistance au choc, est grande, plus l'énergie utilisée par la fracture au cours du choc est grande. Cette énergie est mesurée à l'aide d'un pendule qui porte un marteau ; cette masse tourne dans un cercle vertical, et la hauteur de chute définit l'énergie apportée ; après cassure, au point mort bas, le marteau remonte d'une hauteur proportionnelle à l'énergie qui lui reste après le choc ! Des graduations permettent d'évaluer l'énergie consommée.

Les divers dispositifs des appareils permettent de mesurer la résilience sous différentes formes de rupture : en flexion entre deux appuis (Charpy), en flexion sur éprouvette encastrée (Izod), et également en traction.

Les éprouvettes testées en flexion peuvent être entaillées. Les normes sont très diverses, et les résultats sont difficilement comparables d'une norme à l'autre. Notons, par exemple, que la norme ASTM Izod, qui exprime les résultats en livres-pieds par pouce, est impossible à transformer en kg · cm par cm^2 de la norme DIN Charpy. La concertation internationale a encore quelques progrès à faire !

Pour tous les essais, mais plus particulièrement ceux de résistance, les résultats ne sont que des moyennes statistiques sur un échantillonnage d'éprouvettes, ce qui pose le grave problème des prises d'échantillons et des statistiques des résultats. Un résultat isolé n'a aucune valeur.

Nous avons ainsi passé en revue les principaux essais mécaniques; il faut encore y inclure l'**influence de la température.** En effet, ce facteur intervient sur le comportement mécanique, par l'intermédiaire de son action sur les mouvements moléculaires, de façon beaucoup plus directe que dans le cas d'autres matériaux. On le détermine très souvent par la mesure de l'évolution du module de rigidité. Un des essais les plus simples est celui de la rigidité en torsion dans un bain à température variable; il fournit la courbe du module de torsion en fonction de la température, qu'on peut faire varier dans une large gamme, même dans les basses températures.

Certains essais plus rustiques et plus rapides évaluent une température dite de transition entre un état rigide à basse température et un état plus mou, plus plastique à haute température. Ces essais utilisent un seuil de caractéristique mécanique : quand le paramètre choisi devient inférieur à ce seuil, la température est alors supérieure au point dit de transition. Un des essais normalisés s'effectue en flexion sous charge constante et permet de déterminer un point appelé température de fléchissement sous charge. Un autre essai, fondé sur la pénétration d'un indenteur, fournit le point Vicat. Concrètement, ces températures sont supérieures aux limites à ne pas dépasser lors de l'utilisation. Ces points permettent cependant de comparer les comportements à la chaleur des différents produits.

Autres caractérisations

De multiples autres essais sont nécessaires pour bien caractériser un produit. Parmi ceux-ci, les **essais électriques** sont indispensables pour certaines applications. C'est essentiellement le caractère isolant qui fait l'objet d'évaluation sous des formes diverses : on détermine ainsi la conductibilité électrique, transversale et superficielle; elle peut ne pas dépasser 10^{-16} ohm$^{-1}\cdot$cm^{-1} pour les meilleurs isolants. On détermine également la tension de claquage, ou rigidité diélectrique, c'est-à-dire la tension maximale que peut supporter une certaine épaisseur d'isolant sans formation d'arc. La constante diélectrique et le facteur de perte diélectrique caractérisent le comportement des isolants en courant alternatif. Un autre essai d'isolement évalue la capacité de résister au cheminement de l'arc entre deux électrodes; ces arcs ou étincelles tendent à charbonner la surface des isolants et à y créer des chemins conducteurs, provoquant alors un court-circuit. Une dernière caractéristique est le **comportement électrostatique** des matières plastiques; c'est un point important : d'une part, le frottement peut entraîner de fortes charges électrostatiques, d'où création d'étincelles qui peuvent être dangereuses (moquettes, voitures); d'autre part, les matériaux chargés électrostatiquement attirent les poussières, d'où une tendance fâcheuse au salissement rapide. Pour certains traitements de surface ou mélanges dans la masse, il est possible d'abaisser ces propriétés de chargement électrostatique.

Les **effets du feu** ont été mis en évidence par des catastrophes au cours desquelles se sont déclarés des incendies très rapides et d'autant plus meurtriers que la combustion des matériaux produisait une fumée très opaque et des gaz toxiques. Depuis quelques années, un effort considérable a été entrepris pour évaluer correctement la tenue au feu des matériaux. Une série d'essais normalisés permet de les classer en six classes M_0 à M_5 suivant une inflammabilité décroissante; suivant les utilisations, les matériaux doivent appartenir à une certaine classe. De leur côté, les producteurs ont mis au point des variétés peu inflammables, ou même classées « auto-extinguibles », c'est-à-dire n'entretenant pas la flamme, grâce à des additifs ou à des compositions spécialement étudiées.

Est considéré également comme un paramètre important le **comportement au vieillissement.** En effet, si les contraintes provoquent à long terme la fissuration et la rupture d'un certain nombre de matières plastiques, l'environnement est aussi un facteur de dégradation, tout comme la corrosion dans le cas des métaux. En particulier, la lumière ultraviolette contenue dans le spectre solaire attaque en surface la structure chimique du matériau et entraîne l'apparition de microfissures superficielles qui vont conduire à une rupture prématurée si la pièce est soumise à des contraintes. D'autres facteurs peuvent intervenir, par exemple, la vapeur d'eau, les cycles thermiques (jour, nuit), le gel, certains composés polluants de l'atmosphère et de nombreux produits particuliers : essence (automobile), acide ou base (usine chimique, traitement des eaux), hydrocarbures légers (transport de gaz). Il faut aussi mentionner les micro-organismes qui ont su s'adapter aux nombreux matériaux ! Ces comportements dans les conditions les plus diverses font l'objet d'un grand nombre d'essais dont la normalisation n'est pas encore au point.

La mise au point de la méthode permettant, à partir d'essais effectués dans des conditions artificielles, de prévoir avec précision le comportement dans les conditions réelles, reste le grand problème.

Mise en œuvre des matières plastiques

Pour tous les matériaux, deux procédés de fabrication des pièces sont utilisés : la mise en forme par déformation plastique ou moulage, la mise en forme par enlèvement de matière ou usinage. Dans le cas des matières plastiques, la quasi-totalité des pièces est mise en forme par moulage, et souvent dans des conditions très favorables : température peu élevée, pressions moyennes, obtention de formes complexes, cadences importantes, etc. C'est la principale raison du succès des matières plastiques depuis 1945.

Ce type de mise en forme demande un état intermédiaire malléable, plastique, puis la transformation en l'état final, plus ou moins rigide. Dans le cas des thermodurcissables, c'est un polymère sous forme liquide ou pâteuse (quelquefois sous forme solide, qui se ramollit en chauffant) qui est mis sous la forme désirée, puis durcit par polymérisation et réticulation à chaud ou même à froid; il y a ici simultanément mise en forme et complétion des réactions chimiques. Dans le cas des thermoplastiques, la chaleur fait passer le produit dans un état plastique (mouvements moléculaires très faciles); la mise en forme peut alors se faire; elle est suivie par un refroidissement qui permet, en quelque sorte, de figer le produit dans la forme voulue (*fig.* 7).

Moulage par compression (*fig.* 7 a)

Cette méthode s'applique surtout aux thermodurcissables : résine polyester, époxy, urée-formol, mélamine, etc. Les presses sont munies de moules chauffants, et un dispositif d'ouverture et de fermeture sert à établir la pression de moulage. Les cadences de moulage sont assez faibles, car la pression de moulage doit persister tout le temps de la « cuisson » de la pièce.

La boudineuse

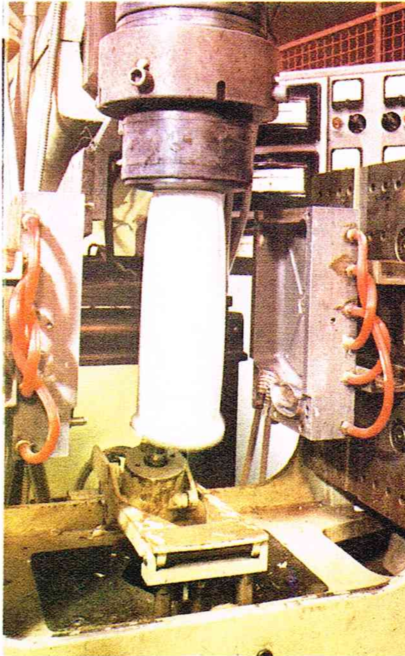
Pour les thermoplastiques, l'élément principal de nombreuses méthodes de transformation est la boudineuse, vis sans fin entourée d'un fourreau chauffant. Cette vis a pour objet de réchauffer la matière qui est sous forme de granulés ou de poudre, de la malaxer de manière à assurer un état homogène sans masse infondue, et de la transporter dans une filière ou un moule. Les profils de la vis sont divers; celui des filets et leur profondeur sont étudiés pour assurer les trois fonctions décrites, ce qui correspond souvent à trois zones : une zone de transport à partir de la trémie, une zone de plastification, une zone de compression. Un puissant moteur, en général hydraulique, assure la rotation de la vis. A partir de la boudineuse sont conçues deux grandes classes de moyens de mise en œuvre, l'extrusion et l'injection.

L'extrusion (*fig.* 7 b)

L'extrusion est l'opération qui produit des profils à l'aide d'une filière située à la sortie de la boudineuse. L'extrudeuse comprend donc une boudineuse, son moteur et son système de chauffage, et une filière qui impose la géométrie de la section du profilé; cela est complété par un banc de refroidissement associé à un conformateur pour mettre le profilé aux cotes définitives.

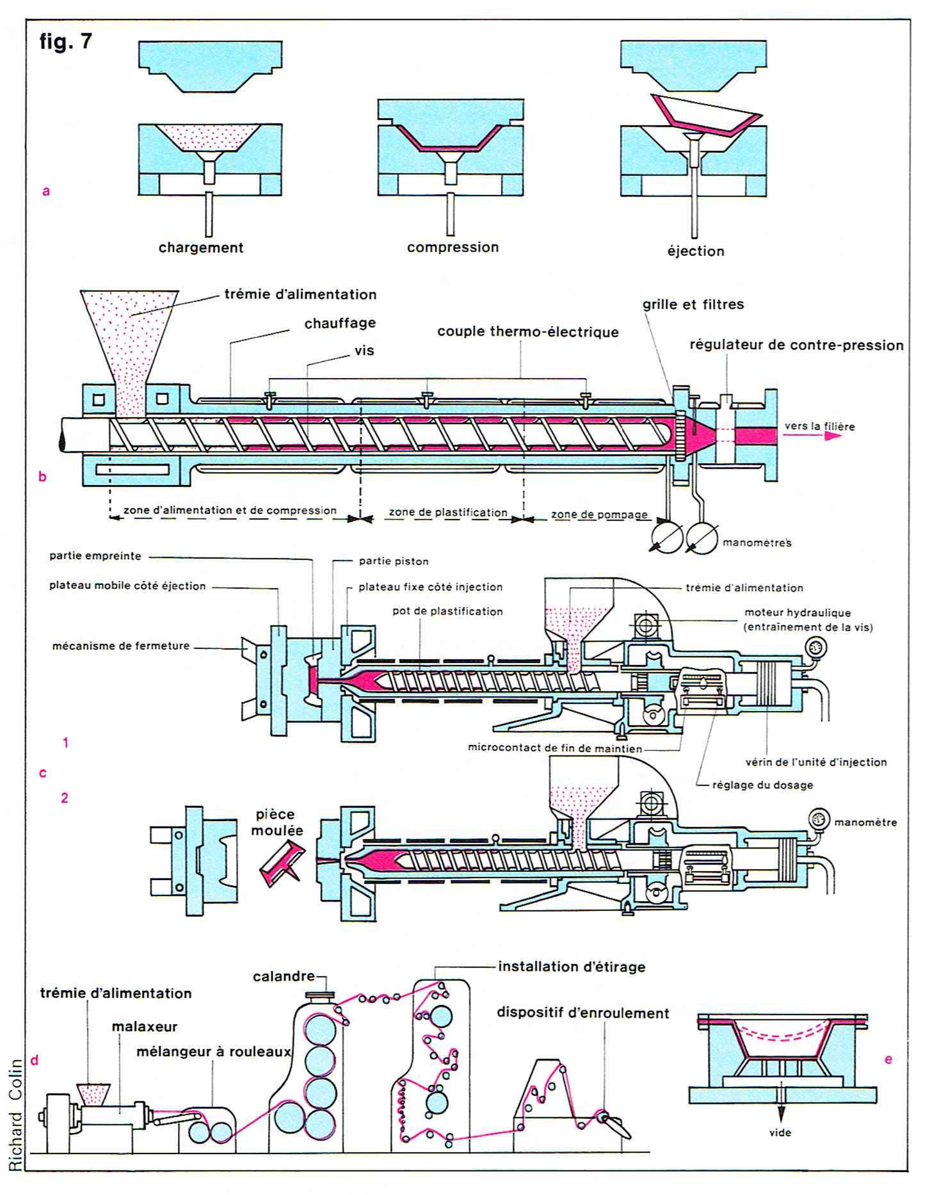
Ce procédé permet de réaliser n'importe quel profilé, même très complexe, comme des huisseries creuses. Le profilé le plus fréquent est le tuyau, du tuyau d'arrosage au tuyau d'adduction d'eau de grand diamètre. Par extrusion, on produit également des plaques à l'aide de filières plates dont les largeurs dépassent trois mètres. Ces plaques sont calibrées par des rouleaux.

On réalise maintenant ce qu'on appelle la coextrusion, c'est-à-dire la réalisation de profils, en général de plaques comportant deux ou trois matières en couches distinctes,



Montedison

▲ ***Fabrication d'un récipient en matière plastique par le procédé d'extrusion-soufflage.***



▲ ***Figure 7 :*** *mise en œuvre des matières plastiques ;* ***a,*** *moulage par compression ;* ***b,*** *cylindre de plastification d'une extrudeuse ;* ***c,*** *moulage par injection unité à vis-piston. Injection (1), éjection (2) ;* ***d,*** *schéma d'une installation de calandrage à 5 cylindres pour la fabrication de feuilles de PVC rigide ;* ***e,*** *exemple de thermoformage : formage en moule négatif sans préétirage (d'après un document Hoechst).*

mais bien assemblées. Un côté de la plaque assure un rôle de protection ou d'étanchéité, l'autre sert à l'impression ; l'intérieur, qui peut provenir de déchets plastiques récupérés, n'a qu'un rôle mécanique. Ces plaques sont destinées à la préparation d'emballages par thermoformage.

L'extrusion a deux applications : le soufflage de gaine et le moulage de corps creux. Dans le premier, l'extrusion d'un anneau fin de matière est suivie d'une expansion sous pression interne pour former une sorte de bulle qui est ensuite repliée et enroulée. Le film (ou gaine) ainsi préparé peut avoir des épaisseurs d'un vingtième de mm à 1 mm et des largeurs supérieures à 2 m. Les sacs plastiques qui ont remplacé les poubelles dans de nombreuses villes sont fabriqués par cette méthode. C'est essentiellement le polyéthylène qui subit ce type de transformation.

Le moulage de corps creux se réalise à partir d'un morceau de tuyau extrudé, le paraison. Ce paraison est maintenu à l'état plastique dans un moule et plaqué sur les parois du moule sous l'action d'une forte pression d'air injecté à l'intérieur. Le corps creux ainsi fabriqué a la forme imposée par le moule. Pratiquement, tous les corps creux en matières plastiques sont préparés de cette manière, depuis le petit flacon de ménage jusqu'au bidon de 200 litres type baril de pétrole ; le chlorure de polyvinyle et le polyéthylène sont les principales matières transformées ainsi.

L'injection (*fig.* 7 c)

L'injection utilise également la boudineuse, mais c'est un procédé discontinu. Le principe est celui de la vis-piston. La vis de malaxage, après avoir accumulé une certaine quantité de matière en tête du fourreau, agit comme piston et remplit un moule en deux parties maintenues fermées par un dispositif hydraulique puissant. Pendant que la matière se refroidit dans le moule, la vis tourne et recule, permettant ainsi le stockage en tête du fourreau de la quantité de matière malaxée prête pour la prochaine injection. Le moule s'ouvre, les éjecteurs poussent la pièce en dehors du moule, celui-ci se referme, et le cycle recommence avec une nouvelle injection.

C'est une méthode qui permet des cadences très rapides : la période du cycle peut être de l'ordre de la seconde pour des quantités de matière inférieures à 50 g, mais atteint trois à cinq minutes pour des pièces d'une dizaine de kg. Les moules font l'objet de soins tout particuliers, puisque c'est de leur état que dépend l'aspect extérieur des pièces finies. Leur prix varie de 5 000 à 1 million de francs et constitue donc un investissement important : c'est une méthode adaptée aux grandes séries. De très nombreux objets sont fabriqués par injection, depuis les très petites pièces pour l'électronique jusqu'aux casiers à bouteilles ou bacs de manutention. L'injection nécessite une matière fluide afin d'accélérer les cadences et de diminuer les tensions internes des pièces. Le polyéthylène et les polystyrènes sont les principales matières transformées par cette méthode.

Le calandrage (*fig.* 7 d)

Le calandrage permet de préparer des feuilles et des films. L'ensemble d'une installation de calandrage comporte une unité d'alimentation où la matière et les additifs subissent un premier malaxage sur un mélangeur à cylindres. La calandre proprement dite est constituée en général de quatre cylindres, dont deux sont ajustés avec grande précision pour régler l'épaisseur du film. Une série de cylindres assure le refroidissement et le stockage du film. La largeur des films produits dépasse 2 m. Il est possible de préparer avec des dispositifs analogues des films composés de deux couches, des tissus enduits, des impressions, des feuilles grainées pour imitation, etc. Le chlorure de polyvinyle, principal produit transformé par calandrage, permet de préparer des similicuirs, des feuilles étanches pour réaliser des objets gonflés ou des réservoirs, des toiles cirées, des panneaux d'habillage intérieur pour automobiles ou habitations.

Le moulage par rotation

Après avoir introduit de la matière plastique sous forme de poudre dans un moule constitué de deux demi-coquilles, on chauffe ce moule tout en le faisant tourner autour de deux axes perpendiculaires. La matière se répartit sur toute la surface de la paroi du moule et se plastifie sous l'effet de la chaleur. Après refroidissement, le démoulage livre un corps creux qui peut être de grande dimension ; c'est l'avantage de cette technique, qui produit, par exemple, des réservoirs en polyéthylène haute densité de capacité supérieure à 200 litres.

Le thermoformage (*fig.* 7 e)

Le thermoformage utilise un produit semi-fini, plaque ou feuille obtenue par extrusion à la filière plate. La feuille, ou la plaque, est réchauffée par radiateurs infrarouges pour atteindre un état caoutchoutique. Des poinçons et une aspiration d'air impriment la forme choisie à cette feuille, par étirement de certaines zones. Le refroidissement rigidifie la forme avant le démoulage. Pots de yaourt, emballages divers, cuves de réfrigérateurs, bateaux peuvent être préparés ainsi. Cette méthode s'applique surtout aux polystyrènes et à leurs dérivés résistants au choc.

Autres opérations de transformation

Sur des produits demi-finis ou presque finis, de très nombreuses techniques peuvent être appliquées pour parvenir au produit final. Citons rapidement : l'usinage, comme pour tout autre matériau, mais il est très peu utilisé pour des pièces de série ; le soudage, soit à chaud à l'aide d'un chalumeau à air chaud et une soudure en même matière (exemple du chlorure de polyvinyle), soit par ultrasons qui ramollissent la zone de contact entre deux pièces ; le collage par dissolution ou par apport d'adhésif étranger ; l'impression décorative, qui apporte une note finale à de nombreux objets en matières plastiques.

L'ensemble de l'industrie de transformation des matières plastiques occupe un grand nombre de personnes dans des entreprises souvent de petites dimensions et très spécialisées.

L'industrie des matières plastiques

Les matières plastiques ont une place industrielle de premier ordre dans les pays développés. Le secteur de production est intégré à l'industrie chimique, et les grands groupes mondiaux se nomment Du Pont de Nemours, Union Carbide, Monsanto aux États-Unis, Imperial Chemical Industry en Grande-Bretagne, Hoechst et Bayer en Allemagne, Rhône-Poulenc et Péchiney-Ugine-Kuhlmann en France, Montedison en Italie, sans oublier les grands groupes japonais. La production mondiale dépasse maintenant 30 millions de tonnes.

En examinant le *tableau* IV pour 1974 à 1976, on constate que trois familles occupent à elles seules la moitié du marché, le chlorure de polyvinyle, les polyoléfines (éthylène et propylène) et les polystyrènes. Le polyméthacrylate de méthyle, pourtant bien connu sous le nom de marque Plexiglass, n'est produit qu'en faibles quantités (les silicones encore plus faibles).

Les polyéthylènes

C'est la régularité de la chaîne, conséquence du procédé de polymérisation, qui distingue les hautes densités des basses densités. En effet, une meilleure régularité entraîne un fort taux de cristallinité, donc une plus haute densité et des paramètres mécaniques plus élevés. C'est cependant le polyéthylène basse densité (PEBD) qui est de loin le plus utilisé, principalement pour l'emballage et toutes les utilisations des films : pratiquement tous les sacs plastiques sont en PEBD, de même que les emballages rétractables, où l'objet est emprisonné dans une gaine plastique qui le protège mais le laisse voir. Les films utilisés en agriculture (serre) sont également en PEBD. Outre quelques utilisations sous forme de film, le PEHD sert surtout au moulage d'objets courants par injection ou extrusion-soufflage : bidons, flacons, bassines, poubelles, etc.; mais il y a aussi des pièces plus techniques en automobile (réservoir), en électricité (isolant de gaines), en génie civil (alimentation en eau).

Dans cette famille des polyoléfines, le polypropylène se développe rapidement et tend à concurrencer des produits plus nobles comme les polyamides. Sa bonne résistance à la chaleur et aux composés chimiques lui ouvre de nouveaux débouchés : en automobile (ventilateur), en électroménager (pompe et capot) et dans l'industrie chimique (réservoir, tuyauterie).

Le polychlorure de vinyle

C'est le champion, en France et dans de nombreux autres pays. Son prix de revient assez faible, son inertie chimique, le fait qu'il soit auto-extinguible, sa capacité à prendre des formes variées par addition de plastifiants expliquent donc son succès malgré ses défauts : le principal est la difficulté à le stabiliser pour la mise en œuvre. Sous forme de profilé, il est surtout utilisé dans le bâtiment (huisseries, gouttières, tuyaux divers), dans le génie civil (adduction d'eau, égouts) et en gainage de fil. Sous forme de feuilles ou de films, on l'emploie en décoration, en équipement automobile, en habillement, en agriculture et dans les loisirs. Sous forme d'objets injectés, il sert principalement en électricité pour l'équipement des bâtiments.

Les polystyrènes

Le troisième groupe, un peu détaché des deux leaders, est constitué par l'ensemble des polystyrènes, parmi lesquels il faut distinguer le polystyrène homopolymère, souvent appelé « cristal » parce qu'il est transparent, le polystyrène choc qui est un copolymère avec du butadiène (5 à 10 %), l'ABS, c'est-à-dire l'acrylonitrile-butadiène-styrène, qui est un copolymère à plusieurs séquences, et le SAN, c'est-à-dire le styrène-acrylonitrile, autre copolymère.

Le polystyrène « cristal » est moulé par injection et fournit des pièces transparentes d'un bel aspect. L'automobile, le ménage, les jouets sont de gros débouchés de ces produits moulés. Le polystyrène homopolymère est utilisé aussi pour préparer le polystyrène expansé : les billes fines provenant de la polymérisation en suspension du styrène sont mises en présence d'un liquide de faible point d'ébullition; après absorption de ce liquide volatil, elles peuvent être expansées par la chaleur. Cette expansion peut être réalisée dans un moule, ce qui permet de préparer toute sorte d'objets. Les principaux débouchés sont le bâtiment (isolement thermique) et l'emballage (protection contre les chocs).

Le polystyrène choc est une variété qui contient un peu de polybutadiène sous la forme d'une « émulsion » qui, à l'état solide, donne un aspect laiteux à ces produits quand ils ne sont pas colorés. La présence d'une multitude de petites billes (diamètre de l'ordre du μm) favorise l'apparition de microfissures, donc augmente fortement l'énergie de rupture. Le produit est ainsi beaucoup plus résistant au choc que le polystyrène « cristal ». Il trouve ses principales utilisations dans l'emballage alimentaire. L'ABS est un produit du même type, mais où l'acrylonitrile augmente les propriétés mécaniques et la résistance à la chaleur; il sert entre autres à faire des carrosseries de voiture, des valises. Le SAN n'est pas très développé, ses utilisations sont plutôt celles du polystyrène « cristal ».

Les autres produits cités dans les tableaux ont des utilisations extrêmement diversifiées, l'exemple le plus représentatif étant celui des polyuréthannes où l'on rencontre des thermoplastiques, des caoutchoucs, des fibres et des mousses. Les polyamides et polycarbonates sont des thermoplastiques qu'on appelle quelquefois techniques, car leurs propriétés mécaniques leur ouvrent des applications plus sophistiquées dans l'automobile, l'aviation, l'électromécanique, etc. Cependant, les polyamides et les polyesters saturés sont souvent utilisés dans l'industrie des fibres textiles. En effet, ces polymères de forte cristallinité peuvent être étirés et fournissent des fibres de très grande résistance. Le Nylon est un nom de marque de la famille des polyamides.

Les aminoplastes, phénoplastes et résines diverses constituent la grande famille des thermodurcissables dont les champs d'applications se sont fortement élargis depuis les premiers cendriers en Bakélite (encore un nom de marque!). Ces produits ont des débouchés dans les équipements ménagers (vaisselle), les composants électriques, les matériaux composites, les colles, les enduits, etc.

Les matières plastiques interviennent donc dans tous les domaines de la vie quotidienne; il faut apprendre à mieux les connaître pour mieux les utiliser.

▼ *Tableau IV : consommation des matières plastiques en France (moyenne 1974-1975-1976) et prix de quelques matériaux non transformés.*

Tableau IV
Consommation des matières plastiques en France (moyenne 1974-75-76) et prix de quelques matériaux non transformés

Types de matières plastiques	Consommation (en milliers de tonnes)	Prix (en F/kg)
Chlorure de polyvinyle	600	3
Polyéthylène basse densité	500	3,2
Polyéthylène haute densité	150	4
Polypropylène	80	4
Polystyrène et dérivés choc	200	4 (PS choc : 5)
ABS-SAN	40	7
Polyacétate de vinyle	40	—
Polyméthacrylate de méthyle	15	20
Aminoplastes	200	6 à 10
Phénoplastes	70	4 à 8
Polyesters insaturés	70	6 à 12
Polyamides	50	10 à 30
Polyuréthannes	100	très variable
Résines époxy	15	10 à 20
Silicones	7	très variable
Polycarbonates	5	12
Polyphénylène oxyde	5	12
Japon	6 000	
États-Unis	13 000	
Total Europe	≃ 10 000	
Total mondial	> 30 000	

TECHNOLOGIE DES FOURS

Si l'ensemble des moyens de transport utilise environ 20 à 25 % de l'énergie consommée en France sous toutes ses formes, l'élaboration et le traitement thermique des métaux et alliages en emploient une part sensiblement égale et constituent dans notre pays, avec le chauffage des locaux, les grands pôles d'utilisation de l'énergie dont nous sommes si modestement pourvus.

Cette consommation énergétique élevée est liée d'une façon étroite à la quantité de matières premières, et particulièrement de minéraux, mise en œuvre. En France, il ne faut pas oublier que les importations de matières premières minérales non énergétiques se situent environ à la moitié de celles des matières premières énergétiques.

Tout cela concourt à montrer, si besoin était, l'importance des fours dans lesquels ces matières sont élaborées, traitées et mises en forme. Leur perfectionnement continu est un souci majeur des concepteurs et des utilisateurs. Aussi ne faut-il pas s'étonner si des progrès importants ont été accomplis ces dernières décennies. Dans le présent chapitre, nous rappellerons rapidement la technologie et les caractéristiques des principaux types de fours d'agglomération, ou de préréduction (en nous limitant au minerai de fer), puis d'élaboration des métaux, et plus particulièrement des fontes et des aciers. Cette partie constitue un complément au chapitre *Méthodes d'élaboration*. Nous examinerons ensuite les fours de traitements thermiques des aciers, dont les gammes de températures d'emploi ne dépassent guère 1 600 °C ; cette partie venant s'ajouter aux chapitres *Traitements thermiques* et *Traitements de surface*. Les fours à plus hautes températures (t > 1 600 °C) opérant en milieu oxydant font l'objet d'une rubrique spéciale, faisant suite à celle-ci.

Les fours - Définition

On trouve dans le *Larousse* les définitions suivantes : *Four* (du latin *furnus*) : ouvrage en maçonnerie voûté, qui sert à la cuisson de diverses substances ou à la production de températures très élevées, alors que *Fourneau* est défini comme une construction en maçonnerie ou ustensile portatif pour contenir du feu. Le *Haut fourneau* est une construction spéciale établie pour effectuer la fusion et la réduction des minerais de fer en vue d'élaborer la fonte.

On voit donc que les fours feront appel à des matériaux réfractaires. La résistance pyroscopique de ces derniers doit au moins être égale à 1 500 °C d'après l'AFNOR. Le rôle des réfractaires est d'isoler les appareils d'élaboration des liquides ou des gaz portés à haute température suivant leur nature chimique.

Matériaux réfractaires

On distinguera quatre classes de matériaux réfractaires. Ceux-ci sont employés généralement sous forme de :
— briques, par exemple pour constituer des parois verticales et l'essentiel des parois horizontales de fours ;
— mortiers ou coulis, ou ciments, qui constituent les matériaux de jointoiement ;
— pisés, qui sont des mélanges granuleux non cohérents avant emploi et qui peuvent contenir un liant chimique ou organique ; la mise en œuvre d'un pisé — par exemple du sable — pour une poche Thomas se fait généralement par damage ou à la main ;
— bétons réfractaires, qui sont des mélanges non cohérents avant emploi, contenant un liant hydraulique, et dont la mise en œuvre se fait par calage, vibrage ou damage ; il faut noter que ces bétons réfractaires ne sont guère utilisables pour des températures supérieures à 800 °C en raison de leur faible résistance mécanique.

Matériaux acides

La *silice*, que l'on trouve en particulier dans les sables naturels extraits de carrières, fond à 1 800 °C, elle résiste donc aux températures les plus élevées des fours métallurgiques. C'est un produit qui convient pour le métal, pour l'acier liquide ou la fonte en l'absence de laitier jusqu'à des températures maximales de 1 600 °C.

L'*argile*, silicate d'alumine à base de kaolinite (2 SiO_2, Al_2O_3, 2 H_2O), donne avec l'eau une pâte très plastique. Le point de fusion de la kaolinite pure est de 1 830 °C. Il peut s'abaisser à 1 700 °C par un excès de silice, et à 1 200 °C en présence de mica, de chaux ou de fer. L'argile peut être considérée comme réfractaire si elle contient moins de 10 % de matières étrangères. On peut l'utiliser à partir de chamotte pour fabriquer des briques réfractaires par pressage ou damage. A la suite d'étuvage, puis d'une opération de cuisson à 1 650 °C, la résistance mécanique est bonne, ainsi que la résistance à la corrosion par les laitiers. En revanche, les produits argileux sont sensibles au cycle thermique et sont à l'origine de fissurations.

Matériaux basiques

Ces matériaux s'emploient dans les fours en contact avec des matières basiques ou pour permettre l'exécution de certains traitements.

La *magnésie* est employée sous forme de carbonate de magnésie neutre (CO_3Mg). Elle subit à 1 600 °C une transformation avec un retrait important. Il faut donc la cuire au-dessus de cette température en la malaxant avec un peu d'eau et 3 ou 4 % d'argile. La brique obtenue par cuisson à 1 700 °C a une grande résistance mécanique mais, comme les produits argileux, est sensible aux chocs thermiques. On améliore cette tenue aux chocs thermiques par adjonction de chromite (Cr_2O_3, FeO).

La *dolomie*, ou carbonate de chaux et de magnésie (CO_3Ca, CO_3Mg), est un produit naturel que l'on trouve dans des carrières. La dolomie est calcinée pour éliminer le CO_2 et diminuer le retrait à 1 800 °C. Le produit obtenu contient des impuretés (silice, alumine et oxyde de fer) qui jouent le rôle de liant entre les grains de magnésie et de chaux. Après concassage, criblage et malaxage avec du goudron, le pisé obtenu est mis en forme soit par pressage pour obtenir des briques, soit par vibrage pour réaliser le fond des convertisseurs. Le produit obtenu résiste bien aux chocs thermiques et mécaniques. Sa température d'emploi maximale est de l'ordre de 1 600 °C.

Matériaux neutres

Le *carbone à l'état de graphite* est une matière réfractaire neutre. On l'utilise dans les creusets de hauts fourneaux sous forme de briques mélangées avec de l'argile. On ne peut malheureusement pas utiliser les briques de graphite dans les fours à flamme oxydante dans lesquels elles seraient brûlées.

Matériaux réfractaires spéciaux

Dans cette catégorie, nous rangerons les matériaux suivants : *carborandum, zircone, silicate de zirconium, silice pure, platine rhodié, tungstène, alumine fondue, glucine, thorine*, etc.

Fours d'agglomération ou de préréduction des minerais de fer

Fours Smidth

Ces fours ont pour objet de récupérer et de valoriser les fines produites lors du concassage du minerai, et de les agglomérer en les portant à une température voisine de leur point de ramollissement, de telle sorte qu'elles puissent se souder entre elles pour former un produit analogue au mâchefer.

Il est à noter que ces fours sont de plus en plus remplacés dans les opérations d'agglomération par le procédé dit d'agglomération sur bande.

Fours et matériels divers d'élaboration

Nous bornerons notre propos à l'élaboration de la fonte, de l'acier et de quelques métaux tels que l'aluminium, en nous limitant aux matériels les plus importants.

On a assisté, ces 25 dernières années, à une évolution importante et rapide des industries sidérurgiques, tant en ce qui concerne leur implantation géographique que l'évolution des caractéristiques, de la taille et de la technologie des moyens de production proprement dits.

C'est ainsi qu'il s'est produit un déplacement vers les bords de mer des usines sidérurgiques — implantées traditionnellement sur les gisements de minerai de fer ou de charbon — en raison de la baisse considérable des coûts de transport maritime grâce à l'utilisation des minéraliers de taille de plus en plus colossale. Cela a permis de traiter des minerais à teneur plus élevée, mais extraits parfois fort loin des usines sidérurgiques (Mauri-

tanie, par exemple). De plus, des complexes sidérurgiques se sont implantés dans des pays neufs.

En outre, le processus d'élaboration de l'acier a notablement évolué, ainsi que le montre ce tableau :

Procédés	1860 (%)	1880 (%)	1955 (%)	1960 (%)	1969-70 (%)	1980 (%)
Acier puddlé	100	4	—	—	—	—
Bessemer	0	83	3	3	—	—
Martin	0	20	78	71	40	15
Thomas	0	1	12	12	5	
Convertisseur à l'oxygène	0	0	1	4	40	45
Four électrique	0	—	6	10	15	40

Alors qu'après la Dernière Guerre la plus grande partie de l'acier était fabriquée au four Martin, on prévoit qu'à la fin de ce siècle ce type d'élaboration aura pratiquement disparu, et que l'acier sera réalisé très prochainement par moitié au convertisseur à l'oxygène, et par moitié au four électrique : deux moyens de production qui n'existaient pratiquement pas il y a 25 ans.

L'insufflation d'oxygène a donné un renouveau au convertisseur, dont la capacité de production s'est considérablement développée. C'est ainsi qu'à capacité égale, les productions annuelles d'acier ordinaire élaboré respectivement au four Martin, au four à arc UHP (ultra-haute production) et au convertisseur à l'oxygène sont dans les proportions 1-3-10.

La guerre du Kippour a eu pour conséquence de valoriser la production de l'acier au four électrique en raison de l'augmentation plus modérée de l'énergie électrique comparativement à celle des autres combustibles.

D'autres facteurs ont aussi influé sur les modifications de l'industrie sidérurgique; il s'agit de l'introduction des préréduits et de mini-aciéries près des centres de consommation.

Nous étudierons les trois plus importants schémas d'élaboration de l'acier, à savoir :
— première filière : haut fourneau produisant la fonte brute, mélangeur transformant celle-ci en fonte alliée, convertisseur ou four Martin transformant celle-ci en acier;
— deuxième filière : four électrique ou four à induction à l'air ou sous vide;
— troisième filière (*fig.* 1), préconisée par l'Institut de recherche de la sidérurgie française (IRSID), qui pourrait se développer dans les prochaines années : haut fourneau; réacteur; décanteur; nuanceur.

Nous ne ferons que mentionner le réacteur à plasma, filière prometteuse qui fait l'objet de nombreuses études.

Fours à coke

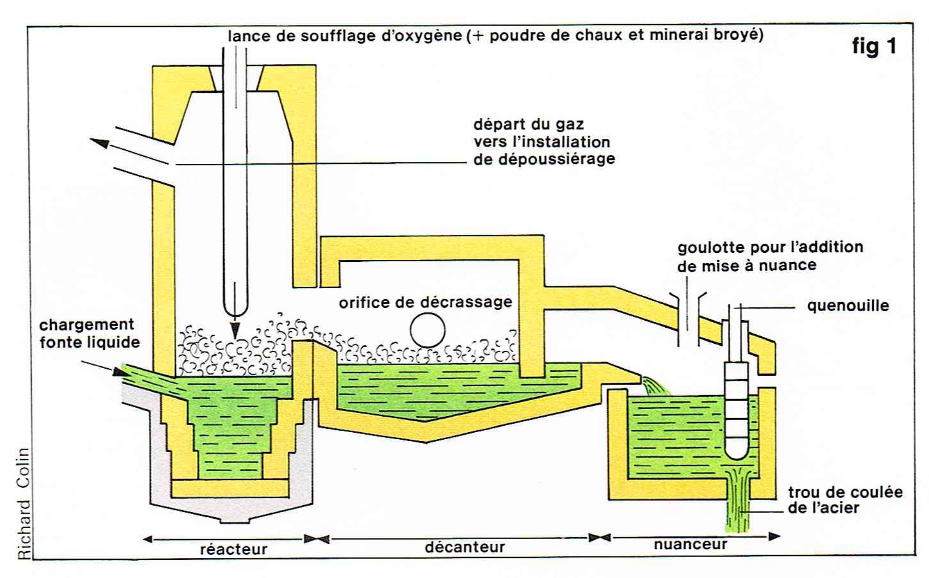
Le coke remplit dans le haut fourneau le triple rôle d'agent réducteur (soit directement, soit par l'intermédiaire du CO provenant de sa combustion), d'agent énergétique (grâce à son pouvoir calorifique élevé) et d'agent mécanique (support permettant la circulation des gaz de combustion).

Le principe de la cokéfaction est la cuisson à l'abri de l'air du charbon à coke pour ne conserver que les composants solides.

Actuellement, les fours de cokerie sont tous du type horizontal. Ils comportent souvent des galeries de visite latérales. Ils sont composés de chambres parallélépipédiques de l'ordre de 12 à 15 m de long, 0,45 m de large et 4 à 6 m de hauteur, à parois en briques de silice, et pouvant contenir 20 t ou plus de charbon. Une batterie est constituée d'un grand nombre de ces chambres (20 à 100) accolées. Le chauffage est assuré par la combustion de gaz de cokerie, de haut fourneau ou de gazogène. L'air insufflé dans le four est préalablement chauffé.

La température de combustion est de l'ordre de 1 200 °C, le défournement se faisant à 1 000 °C. Les houilles utilisées sont des houilles grasses à courte flamme contenant 20 à 24 % de matières volatiles; elles doivent de plus avoir un pouvoir agglomérant suffisant, ainsi qu'un retrait au refroidissement pour faciliter la sortie du four.

Tandis que le charbon s'agglomère dans le four à coke, celui-ci produit un gaz, dont la composition en volume est la suivante : H_2 (50 à 55 %) ; CO (5 à 8 %) ; CH_4 (25 à 35 %) ; CO_2 (1,5 à 3 %) ; N (8 à 10 %) ; hydrocarbures lourds (1 à 5 %).

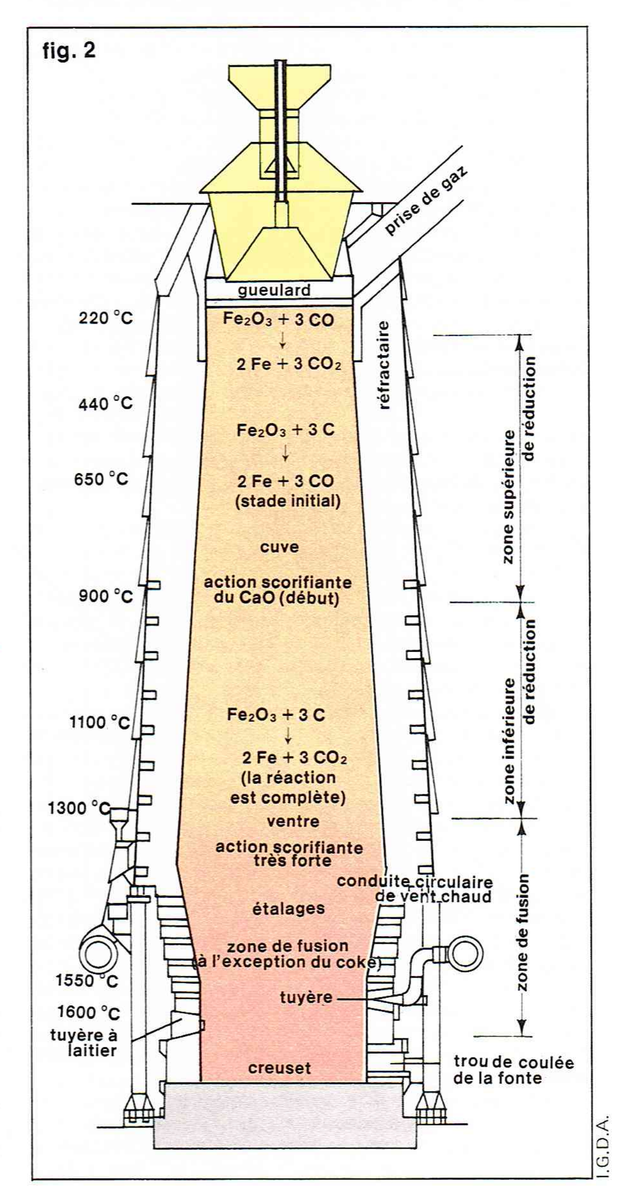


▲ *Figure 1 : affinage continu type* IRSID *; cette filière permet une coulée continue de l'acier.*

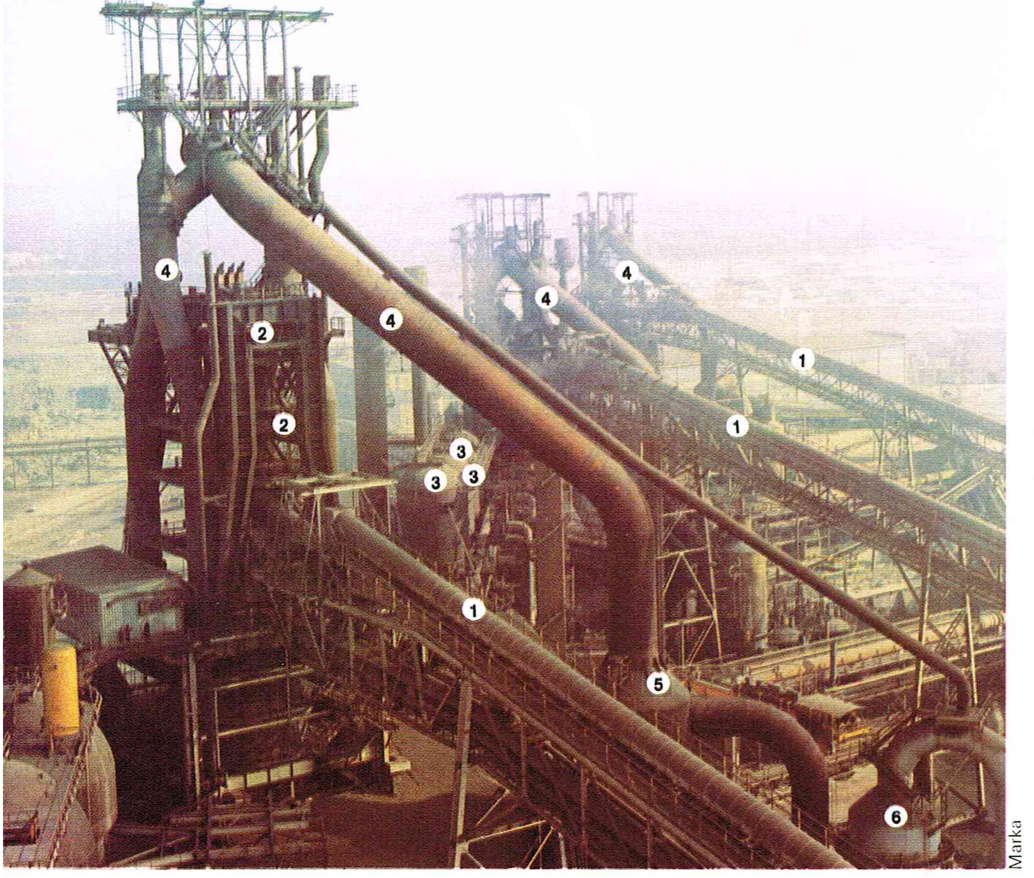
Hauts fourneaux

Le haut fourneau (*fig.* 2) est appelé à fabriquer la fonte à partir principalement du coke, du minerai de fer, et d'additifs introduits par sa partie supérieure (gueulard).

On trouve successivement, en allant du haut vers le bas du haut fourneau, les appareils de conduite et de prise de



◀ *Figure 2 : schéma d'un haut fourneau (HF).*



Marka

▲ ***Haut fourneau d'Italsider à Tarente ; 1, convoyeur de minerai et de coke ; 2, gueulard ; 3, cowpers ; 4, circulation et évacuation des gaz ; 5, dépoussiéreur ; 6, laveur. Tableau I : quelques-uns des plus grands hauts fourneaux mis en service depuis 1969.***

gaz, les trémies, le cône de chargement, le gueulard, la cuve, le ventre, les étalages, le creuset, la sole. C'est dans le creuset que se placent le trou de coulée de la fonte, à la partie inférieure, et la tuyère à laitier.

Les différentes parties d'un haut fourneau doivent être indépendantes les unes des autres pour faciliter l'entretien et les réparations, et pour permettre d'encaisser élastiquement l'effet des dilatations. La plupart de ces diverses parties sont ceinturées par un frettage circulaire ou par un blindage cylindrique ou conique en tôle d'acier.

Briquetage. Les parois intérieures du haut fourneau sont constituées de briques réfractaires, qui étaient autrefois silico-alumineuses (à 30 à 40 % d'Al_2O_3), mais dont la nature varie maintenant suivant la partie considérée. C'est ainsi que le creuset est généralement formé de briques argileuses de forte épaisseur (jusqu'à 2 m pour le fond, et près de 1 m pour les parois), alors que les étalages, qui sont exposés à des températures élevées, pouvant atteindre 1 300 °C, et à l'action corrosive des laitiers, sont faits de briques à 42 à 62 % d'Al_2O_3. La cuve, qui est soumise à des températures plus faibles, inférieures à 1 000 °C, est en général constituée de briques à teneur plus faible en Al_2O_3.

Appareils à chauffer le vent : cowpers. C'est au siècle dernier qu'il a été montré que l'on avait intérêt à utiliser un vent chaud pour augmenter le rendement du haut fourneau. A partir de ce moment-là se sont développés des fours permettant de récupérer la chaleur évacuée par les gaz à la sortie du gueulard, pour chauffer le vent soufflé au niveau des étalages. Dans ces appareils, appelés cowpers, l'air froid parcourt un circuit constitué de briques réfractaires qui a été préalablement chauffé par les gaz sortant du haut fourneau. Bien entendu, il faut au moins deux cowpers, l'un alimenté par l'air à réchauffer, et l'autre par les gaz de haut fourneau. Lorsque ce dernier a été complètement mis en température, on procède à une inversion des rôles.

Évolutions technologiques. Ces dernières années, sous l'influence notamment des Japonais et des Russes, le haut fourneau a subi des améliorations considérables. Il n'est pas sans intérêt d'attirer l'attention sur le fait que, depuis plus d'une décennie, le Japon a construit tous les deux ans, en bord de mer, un complexe sidérurgique aussi important que celui de Fos-sur-Mer. Aussi, au Japon, la production d'acier, qui, en 1955, était inférieure à 20 millions de tonnes, a-t-elle atteint, en 1976, 120 millions de tonnes, soit le cinquième de la production mondiale.

Le *tableau* I donne un aperçu des grands hauts fourneaux mis en service depuis 1969.

Le diamètre du haut fourneau est passé successivement de 9 m (au niveau du creuset) en 1960 à 14 m en 1972, et on prévoit 19 à 20 m pour la période 1985-1990. Le volume utile a atteint 2 000 m³ autour des années 1963 et dépasse maintenant 5 000 m³. La température des vents est actuellement de 1 250 à 1 300 °C, et est limitée par la tenue des matériaux réfractaires. La productivité nominale atteint 2,5 t/m³/j, ce qui, pour les gros hauts fourneaux, conduit à une production journalière supérieure à 10 000 t/j.

Tableau I
Quelques-uns des plus hauts fourneaux mis en service depuis 1969

Pays	Année de mise en service	Hauteur utile (en m)	Volume utile (en m³)
Espagne	1970	25,50	1 713
France			
Dunkerque	1969	25,90	1 852
Dunkerque	1973		4 615
Japon	1969	27,00	2 605
	1969	25,50	2 508
	1969	29,90	
	1975	—	> 5 000
Luxembourg	1970	25,50	1 786
Pays-Bas	1967	26,12	1 854
R.F.A.	1970	25,10	2 200
U.R.S.S.	1969	30,45	2 400
	1974		5 000

Des progrès considérables ont été effectués dans la préparation de la charge : minerais criblés, agglomération des fines, pelletisation, préparation du coke, etc., enrichissement du vent en oxygène, remplacement partiel du coke par des combustibles liquides ou gazeux naturels ou synthétiques (gaz réformés). Toutes ces améliorations ont permis d'abaisser la consommation de combustible à un équivalent coke d'environ 450 kg par tonne de fonte produite, contre 650 kg par tonne autour des années 1960. En outre, la conduite des hauts fourneaux est aujourd'hui entièrement automatisée ; le transport des minerais, leur pesée, leur introduction dans le gueulard sont télécommandés, et souvent visualisés sur un écran cathodique. Ces progrès techniques se sont accompagnés d'une amélioration constante des conditions de travail.

Convertisseurs

L'affinage de la fonte pour en faire de l'acier au convertisseur a été découvert en 1855 par Bessemer. C'est lui qui comprit le premier que les impuretés de la fonte, dans une proportion convenable, pouvaient fournir, à elles seules, l'énergie nécessaire à l'affinage de la fonte en vue de l'obtention de l'acier.

Ce procédé consiste donc à faire traverser un bain de fonte liquide par un courant d'air sous pression, dans un appareil dénommé convertisseur, sorte de cornue à garnissage acide, siliceux ou silico-alumineux. L'oxygène de l'air brûle les impuretés et, si la combustion est assez rapide, la température du bain s'élève ; le bain reste fluide malgré l'élévation progressive de son point de fusion au fur et à mesure du départ des impuretés. Ces dernières servent donc de combustible, leur affinité par rapport à l'oxygène étant un facteur essentiel de l'ordre dans lequel elles interviennent. C'est ainsi que brûlent successivement le silicium, le manganèse, le phosphore, le soufre et enfin le carbone. Ces deux derniers corps donnant lieu, avec l'acide ferreux, à des réactions endothermiques.

La technique mise au point par Bessemer ne permettait pas d'obtenir l'acier à partir des fontes à haute teneur en soufre et en phosphore qui étaient fréquentes en France. C'est quelques années plus tard que les frères Martin mettaient au point, pour obtenir un acier de qualité, un nouveau procédé pour fondre de la ferraille dans un four destiné initialement à la fusion du verre (procédé Thomas ou Bessemer basique).

En 1878, Thomas remplaça le réfractaire acide des fours Bessemer par un réfractaire basique (*fig.* 3), et permit ainsi la désulfurisation et la déphosphorisation des fontes réfractaires ; cela fut utilisé dans le four Martin.

Enfin, au début du XXe siècle apparut le four électrique qui permit d'obtenir, dans les premiers temps, surtout des aciers spéciaux à partir de la fusion de la ferraille.

La production d'acier n'évolua pas sensiblement jusqu'à la Dernière Guerre. Elle se répartissait entre les fours Martin (75 %), les fours Thomas-Bessemer (18 %) et les fours électriques (7 %) [voir *tableau* II]. Un renouveau des convertisseurs s'est produit après la Dernière Guerre lorsque le 3 janvier 1949 eut lieu à Lintz, en Autriche, une insufflation volontaire d'oxygène dans la poche en fonte, qui fut suivie le 25 janvier 1949 d'une insufflation d'oxygène parfaitement réussie dans un convertisseur. A partir de ce moment-là, on a assisté à un développement considérable des convertisseurs à oxygène, et on a vu naître plusieurs procédés, dont les principaux sont décrits ci-après :

Convertisseurs à l'oxygène

● *Procédé LD classique* (LD, de Linz et Durer, inventeurs du procédé). Ce procédé s'applique aux fontes non phosphoreuses. Le convertisseur bascule autour de deux tourillons. Le chargement de la fonte et des ferrailles est effectué lorsque le convertisseur est en position inclinée, et l'insufflation d'oxygène se fait lorsque le convertisseur est en position verticale par des lances éclipsables passant par le trou de coulée. La pression d'oxygène est de 10 à 15 bars. Le débit maximal d'oxygène dans les convertisseurs modernes dépasse 1 000 Nm^3/minute.

● *Procédé OLP* (de oxygène, lance, poudre). Ce procédé a été mis au point en 1957 par l'Institut français de recherche de la sidérurgie à Saint-Germain-en-Laye. Les premiers essais industriels furent réalisés à Denain dans un convertisseur Thomas classique de 30 tonnes dont on avait remplacé le fond classique par un fond plein. Dans ce procédé, on injecte de la poudre de chaux finement broyée du début à la fin de l'opération, et on procède à un décrassage intermédiaire de la scorie riche en P_2O_5.

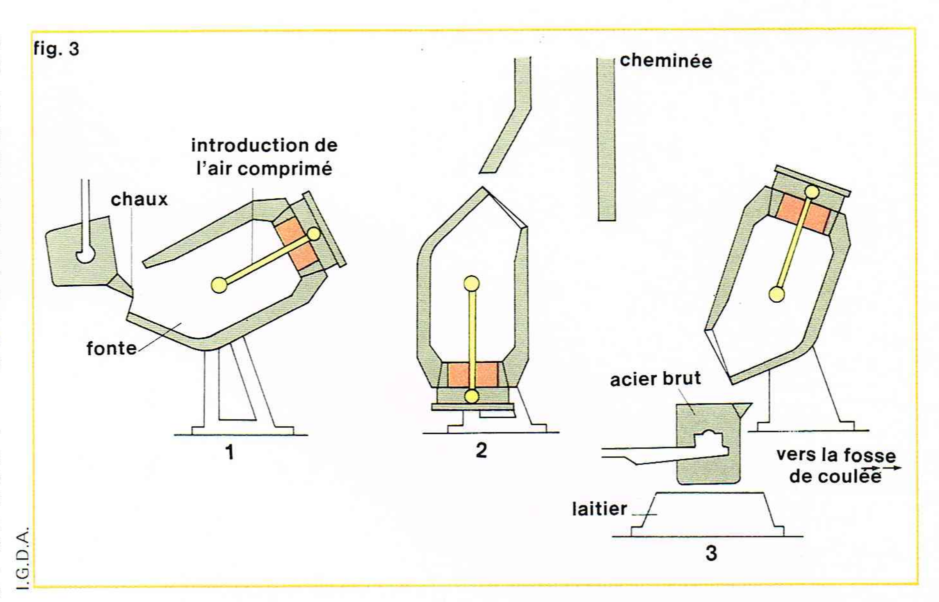
● *Procédé Kaldo* (de Kaling, inventeur du procédé, et Domnavet, lieu où il fut mis en œuvre). Alors que le procédé LD ne permet que de traiter la fonte hématite, le procédé Kaldo permet d'utiliser toutes les fontes, y compris les fontes phosphoreuses; en fait, il est surtout intéressant dans ce second cas. On procède à la combustion du CO pour donner du CO_2, ce qui nécessite un four tournant dont l'axe est incliné par rapport à l'horizontale (17°), de sorte qu'à chaque rotation le briquetage soit refroidi au contact du métal. La rotation, dont la vitesse peut atteindre 30 tr/mn, s'effectue généralement par deux ceintures circulaires sur des galets dont certains sont moteurs. L'ensemble de ces galets est disposé sur un berceau capable de pivoter autour de l'axe horizontal pour assurer les différentes opérations de chargement, décrassage, qui se font toutes par le bec. Comme on le voit, le briquetage de ce four est beaucoup plus sollicité, et on ne peut guère espérer dépasser 60 coulées avec une maçonnerie en dolomie goudronnée, ou 150 coulées avec un briquetage en dolomie de magnésie cuite.

— *Technologie des convertisseurs*. La cornue est en acier de construction résistant au vieillissement. Les tôles utilisées pour la fabrication des convertisseurs ont de 50 à 100 mm d'épaisseur. Elles sont tapissées à l'intérieur de briques réfractaires en dolomie. En raison des conditions de travail très dures du convertisseur, ce briquetage intérieur doit être repris toutes les 300 coulées environ. Une amélioration a été apportée par l'utilisation d'un briquetage manganeux en oxyde de manganèse MgO, qui permet d'obtenir 500 à 700 coulées sans réfection.

— *Avantages et inconvénients des convertisseurs à oxygène*. L'utilisation de l'oxygène a eu une influence déterminante sur la consommation énergétique dans l'élaboration des aciers. L'acier de convertisseur exige en effet peu de combustible. Un autre intérêt des convertisseurs réside dans leur très haute productivité. L'exécution d'une coulée requiert selon le type de convertisseur entre 30 et 60 mn, et il est possible d'en réaliser une dizaine de milliers par an. Suivant les procédés, il est possible d'opérer toutes les opérations de déphosphorisation, de désulfurisation, etc.

On a assisté ces dernières années à une augmentation considérable de la taille et de la capacité des matériels. Les gros convertisseurs, jusqu'en 1960, étaient susceptibles d'élaborer 100 t d'acier. De 1960 à 1968, on a construit 35 nouveaux convertisseurs, dont 17 fournissent 100 à 280 t d'acier. On cite maintenant des projets de convertisseurs de plus de 400 t. A partir de 1962, la production d'acier dans les grands convertisseurs à oxygène de plus de 150 t a fortement augmenté, pour atteindre 27 % en 1968, et probablement assurer 40 à 50 % de la production d'acier dans les années 1980-85. Ce développement des convertisseurs s'est effectué au détriment des fours Martin et a permis une diminution de la consommation énergétique de plusieurs centaines de thermies par tonne d'acier.

En 1974, la capacité mondiale totale des aciéries équipées de convertisseurs à oxygène a atteint 420 millions de t/an. Avec les équipements en cours de construction ou en projet, on estimait récemment que cette capacité serait portée en 1980 à 560 millions de t (*tableau* II). La plus importante aciérie intégrée doit être actuellement celle d'Italsider à Tarente, en Italie, équipée depuis 1974 de 3 convertisseurs susceptibles de produire 8 millions de t d'acier par an. L'aciérie française récemment installée à Fos-sur-Mer comporte 2 convertisseurs, dont l'un est en service pendant que l'autre est en réfection de briquetage, ce qui permet une production annuelle de l'ordre de 3,5 millions de tonnes d'acier liquide.



▲ *Figure 3 : représentation schématique du fonctionnement d'un convertisseur Thomas; positions : 1, décharge; 2, de soufflage; 3, de coulée.*

Four Martin

C'est l'ancêtre des fours d'élaboration de l'acier; il en est aussi le « géant », puisque sa capacité peut atteindre quelque 1 000 t (900 t à Magnitogorsk). A l'inverse des convertisseurs, c'est généralement un four fixe, susceptible d'utiliser comme matières premières aussi bien la fonte que la ferraille, et cela dans une proportion quelconque.

C'est le maître de forges français Pierre Martin qui eut l'idée de transposer à l'élaboration de l'acier la récupération de la chaleur des fumées, utilisée par Frédéric et Guillaume Siemens en 1856 dans les fours verriers. En 1865, il utilisa le gaz de gazogène dans un four de sa forge de Sireuil, près d'Angoulême, devenant ainsi le premier constructeur d'un four de ce type produisant de l'acier.

Un four Martin comprend un *laboratoire* (composé d'une sole supportant le bain, d'une voûte le plus souvent suspendue qui réfléchit la chaleur, de murs comportant des portes de chargement et le trou de coulée), des *brûleurs* et des *récupérateurs de chaleur*.

Le four Martin est un gros consommateur d'énergie. La température de réaction est élevée, et l'action corrosive du bain attaque les matériaux réfractaires.

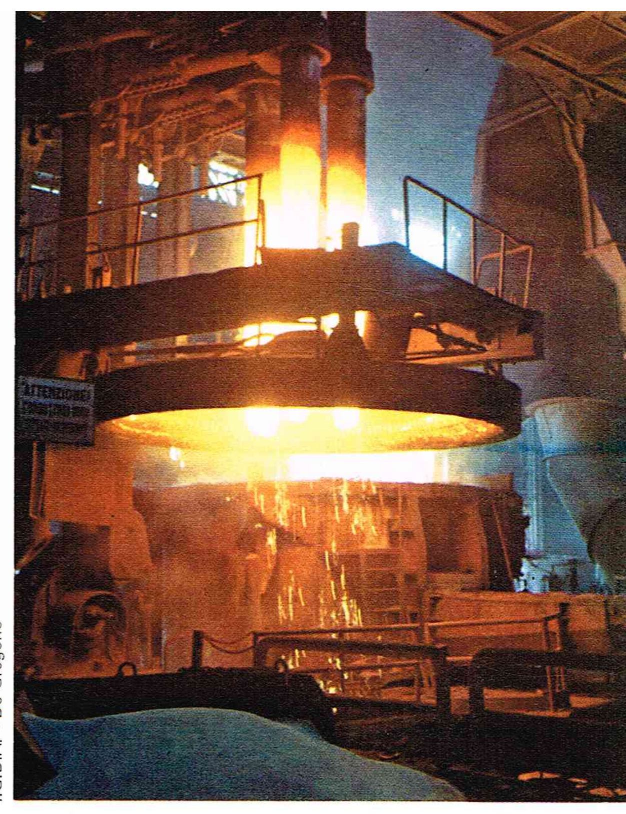
Des soles acides, puis basiques, ont été successivement mises au point, permettant d'utiliser n'importe quelle matière première. Le revêtement intérieur, réalisé autrefois en silice, est de plus en plus souvent constitué de briques; la sole est toujours en briques de magnésie recouvertes d'une couche de magnésie ou de dolomie. La vie moyenne d'un four est de 200 à 400 coulées, soit à peu près 2 à 4 mois de marche; la réfection dure environ 12 jours. Le temps d'élaboration est de plusieurs heures (généralement 4 à 6 heures).

▼ *Tableau II : évolution des productions française et mondiale d'acier depuis 1962 (tous procédés confondus).*

Tableau II	Production (en Mt)	
Année	France	Monde
1962	17	358
1966	20	471
1970	24	591
1976 *	20	650
1980 *		800
1985 *		> 1 000

* Estimations.





I.G.D.A. - De Gregorio

▲ *A gauche, production d'acier dans un four Martin Siemens de 50 tonnes, phase de chargement. A droite, production d'acier dans un four électrique à arc type Héroult de 50 tonnes. Ici, les électrodes sont soulevées et le four découvert pour permettre le chargement.*

La marche du four Martin est fonction de son alimentation qui, en général, est l'une des suivantes : *ore process* (60 à 70 % de fonte liquide, 30 à 40 % de ferraille ; la consommation énergétique est alors de 800 à 900 thermies par tonne d'acier) ; *scrap process* (30 % de fonte solide ou liquide, 70 % de ferraille ; la consommation d'énergie est dans ce cas de 1 200 à 1 400 thermies par tonne d'acier).

Les brûleurs jouent un rôle déterminant en permettant d'obtenir une flamme régulière au-dessus du bain en fusion. Le combustible utilisé peut être du gaz pauvre de récupération ou des gaz riches, par exemple du fuel ou du mazout. Le mélange du combustible et du carburant doit être rapide et régulier, aussi de nombreux perfectionnements ont-ils été apportés, et divers procédés concurrents sont utilisés.

La production horaire des fours Martin est plus faible que celle des convertisseurs ; elle peut varier, suivant les capacités, entre 12 t/h et 50 t/h, pour des fours de 100 à 500 t, en scrap process, et entre 18 t/h et 60 t/h, pour des fours de 100 à 500 t, en ore process.

De même que pour les convertisseurs, l'insufflation d'oxygène au-dessus du bain métallique s'est généralisée ces dernières années, pour améliorer la productivité des fours Martin ; on utilise soit des lances non refroidies traversant les portes des fours, soit des lances refroidies traversant la voûte. Dans certains cas, on est arrivé à augmenter la productivité de 400 %, mais au détriment de la tenue des réfractaires.

Le four Martin permet d'obtenir des aciers très variés : aciers ordinaires au carbone ; aciers fins ; aciers spéciaux.

Fours électriques d'élaboration

On distingue 3 grandes catégories de fours électriques : à arc, à résistance, à induction.

Nous étudierons les fours à arc et à induction qui sont les plus répandus pour l'élaboration de l'acier ordinaire, de l'aluminium, des aciers spéciaux et de la fonte.

Fours à arc

Clerc, puis Moisson et Stassano ont créé les premiers modèles industriels de fours à arc. Dans ces fours, les électrodes sont placées au-dessus du métal, et l'arc électrique jaillit entre les électrodes au-dessus du bain. La chaleur est fournie à celui-ci principalement par rayonnement. Actuellement, la quasi-totalité des fours à arc de ce type est alimentée au courant alternatif triphasé et est utilisée pour l'élaboration de la fonte, des aciers spéciaux et des aciers ordinaires.

Dans le four Héroult, le courant électrique jaillit d'une électrode en direction du bain, ou plutôt de la scorie qui le recouvre, et traverse celui-ci avant de retrouver une autre électrode.

Suivant le cas, la sole peut être ou non conductrice. Les fours à sole entièrement conductrice sont utilisés dans la fabrication par électrolyse ignée de l'aluminium et des ferro-alliages.

Dans les fours à arc, la puissance électrique est fournie par des transformateurs (en général, 2 transformateurs en cascades) comportant des dispositifs de réglage de la tension, laquelle doit être variable soit continûment, soit par valeurs discrètes (gradins), entre moins de 100 V et plus de 400 V. De plus, le facteur de phase étant relativement faible, il est nécessaire de prévoir de puissantes batteries de relèvement du cos φ.

On estime actuellement que la puissance électrique installée doit être comprise suivant les cas entre 200 et 600 kVA par tonne d'acier.

On entend par UHP les fours modernes à ultra-haute puissance dont la productivité est élevée. C'est ainsi que le four de 70 t installé à Thionville par Usinor est capable de fournir annuellement plus de 200 000 t de lingots. Les plus gros fours UHP connus actuellement ont une capacité de 400 t.

Dans un UHP, la cuve repose sur un berceau en tôle soudée. Elle comporte de puissants vérins qui assurent le basculement du four au moment de la coulée. Elle est réalisée en tôle d'acier soudée renforcée par des nervures donnant une grande rigidité à l'ensemble. La virole supérieure peut être ou non solidaire de la partie inférieure. Cette disposition facilite les opérations d'entretien et de réfection de la virole supérieure, qui peut être déposée et remplacée par une autre. La partie supérieure de la cuve (voûte) a la forme d'une calotte sphérique maçonnée à l'intérieur et refroidie par circulation d'eau dans les grands fours.

Les revêtements réfractaires intérieurs sont, en général, pour la voûte, en SiO_2, ou plus récemment en Al_2O_3, les épaisseurs de revêtement variant de 250 à 350 mm et permettant de réaliser 50 à 250 coulées, et pour la cuve, en dolomie goudronnée de forte épaisseur (500 mm).

Les électrodes, quant à elles, sont constituées de cylindres en graphite dont le diamètre varie, avec la puissance des fours, de 100 à 610 mm pour une longueur de 1 à 3 m. La consommation d'électrodes est un poste important dans le coût de l'acier électrique. Elle varie de 5 à 10 kg par tonne d'acier élaboré. Les électrodes sont raboutées entre elles par filetage interne.

Le *coût de l'acier électrique UHP* est conditionné par deux postes : la consommation d'électrodes et la consommation d'électricité, qui se situe de nos jours entre 400 et 550 kWh/t pour les élaborations classiques, et jusqu'à 700 kWh pour les élaborations spéciales.

Jusqu'à la Dernière Guerre, l'acier électrique était plus cher que les aciers élaborés au four Martin ou au convertisseur, et son utilisation était réservée à des usages particuliers, principalement à la fabrication des aciers spéciaux. Actuellement, il n'en est plus ainsi, et l'acier électrique explique le succès des mini-aciéries qui ont vu le jour ces dernières années dans tous les pays, et particulièrement en Italie.

Un perfectionnement récent a été apporté au four électrique en utilisant des ferrailles préalablement pré-

chauffées à 500 °C, voire 700 à 800 °C, ce qui réduit de plus de 10 % la consommation d'électricité et d'électrodes.

Fours à induction

Les fours à induction peuvent être alimentés en basse, moyenne ou haute fréquence et être formés d'une poche (ou creuset) entourée de l'enroulement inducteur, ou comporter un ou plusieurs canaux. Les fours à canaux peuvent être comparés à un transformateur dont le primaire est constitué de l'enroulement électrique et le secondaire d'un ou plusieurs canaux, ou anneaux, de métal liquide, ce qui signifie que cette dernière catégorie de four nécessite la présence, en permanence, d'un bain de métal liquide appelé « *pied de bain* ».

Les fours à induction d'élaboration comme ceux de réchauffage se différencient des autres types de fours par le fait que les calories sont générées dans le métal lui-même, permettant ainsi d'atteindre des rendements énergétiques élevés et des possibilités de fusion très rapides.

Comme les autres fours électriques, les fours à induction sont de conduite facile. Le choix de la fréquence pose les mêmes problèmes dans les fours de fusion que dans les fours de réchauffage. En fait, pour les fours à creuset, les fréquences sont liées à la capacité du four :

Capacité du four en t	> 20	1 à 0,5	0,5 à 0,05	0,05 à 0,01
Fréquence pour l'acier en Hz	50 à 500	500 à 1 000	1 000 à 3 000	3 000 à 10 000

● *Fours à canal* (50 Hz)

Les consommations de ces fours en kWh par tonne de métal fondu sont pour : les laitons ,180 à 240 ; le bronze, 250 à 290 ; le cuivre pur, 280 à 380 ; les métaux légers, 350 à 450 ; le zinc, 90 à 100 ; la fonte (fusion), 400 à 500 ; la fonte (surchauffe de 100 °C), 40 à 45.

● *Fours à creuset, moyenne fréquence*

Ces fours, très utilisés dans l'élaboration des aciers spéciaux, peuvent atteindre des capacités importantes, comprises entre 50 et 100 t. La puissance installée est liée à la capacité (P en MW # capacité en t, 1,5 à 2), la fréquence pouvant varier entre 500 et 10 000 Hz, et la durée d'élaboration de 30 mn à 4 h.

Le courant alternatif, qui était, jusqu'à ces dernières années, fourni par des alternateurs, l'est maintenant, de plus en plus fréquemment, par des groupes statiques à thyristors. Les conducteurs électriques ceinturant la cuve réfractaire sont en général en cuivre creux, traversés et refroidis par circulation d'eau. Deux technologies d'inducteurs s'affrontent : certains constructeurs isolent d'une façon très sérieuse les conducteurs en cuivre pour éviter les amorçages entre spires qui dégénèrent souvent en accident grave (jusqu'à la destruction du four par explosion). D'autres, en raison de la faible tension entre spires (quelques volts), préfèrent disposer de conducteurs nus indéformables ; cela permet de diminuer considérablement le flux de fuite et augmente donc la puissance massique, le prix du four se trouvant abaissé (jusqu'à 20 %).

Ce type de four peut démarrer avec des charges froides, alors que, pour un four basse fréquence, il est nécessaire de prévoir un pied de bain.

● *Fours à creuset à fréquence industrielle*

Ces fours sont de plus en plus utilisés, notamment dans la fabrication des fontes spéciales à graphite sphéroïdal. Les capacités sont en constante évolution.

La construction proprement dite de ces fours se rapproche de celle des fours moyenne fréquence. Elle est relativement légère et peu encombrante. A partir du centre du four, en allant vers l'extérieur, on trouve successivement le pisé ou réfractaire, l'inducteur, le circuit magnétique, la cuve métallique protégée ou non par des écrans amagnétiques ayant pour objet de limiter les pertes dues au flux de fuite. Toujours pour limiter les pertes, les circuits magnétiques sont réalisés en tôle de faible épaisseur et à pertes extra-réduites. Le garnissage réfractaire constitue une des parties les plus importantes de ce type de four. C'est en général un pisé placé entre l'enroulement et une forme en tôle représentant le contour du creuset à réaliser. L'agglomération du pisé se fait lors d'un fonctionnement du four, préalable à son utilisation, sans que l'on ait à opérer une cuisson ou un séchage particulier. Suivant les cas, le pisé peut être basique ou acide.

De même que pour les autres fours électriques, il est nécessaire d'adjoindre des batteries de condenseurs destinées à relever le facteur de puissance.

Dans la plupart des fours de construction européenne, la seule évacuation possible d'une fuite éventuelle d'eau, à la suite du percement (usure mécanique, amorçage électrique, etc.) d'un conducteur refroidi par eau, est l'intérieur du creuset après percement du pisé. Ce type d'incident conduit à une vaporisation extrêmement violente et à une projection hors du creuset du métal liquide, accident heureusement peu courant. Cela explique néanmoins que ces fours soient équipés de nombreux dispositifs de sécurité.

En contrepartie, ces fours présentent de nombreux avantages associés à l'utilisation du courant électrique : facilité de conduite, rapidité d'élaboration, non-pollution, marche intermittente possible, etc.

Les fours de traitements thermiques jusqu'à 1 600 °C

On appelle traitement thermique l'opération qui consiste à obtenir un changement de propriété d'un produit ou d'une pièce métallique en surface ou dans la masse, ou à modifier sa forme sous l'effet de la température. Certaines de ces modifications de forme ou de propriété peuvent certes être obtenues à froid, mais nous ne considérerons ici que celles qui mettent en œuvre un chauffage total ou partiel des pièces traitées. En règle générale d'ailleurs, la température facilite ce changement de propriété ou de forme et lui est même indispensable (voir chapitres *Traitements thermiques* et *Traitements de surface*).

Il existe en France environ 15 000 fours destinés aux traitements thermiques.

On peut classer les fours suivant plusieurs critères : le mode de chauffage et le combustible utilisé ; la température maximale de service ; la fonction remplie ; la forme et le principe de fonctionnement du four ou ses caractéristiques particulières.

Éclairons ces différents aspects.

Mode de chauffage. On distingue :

les *fours à flamme :* fours alimentés en gaz pauvre (gaz de haut fourneau par exemple) ; fours à gaz ; fours à combustible liquide (fuel, mazout) ;

les *fours électriques :* à résistance ; à induction ; à arc ; à haute fréquence ; à micro-ondes ;

les *fours divers :* à bombardement électronique ; à effluve, etc.

En fait, trois types d'énergie sont essentiellement utilisés, comme le montre le *tableau* III. Les combustibles liquides et gazeux alimentent les très gros fours de traitement thermique ou de réchauffage ; les fours électriques sont en général de faible ou de moyenne puissance.

Température et fonction remplie. Pour chaque métal ou alliage, un traitement thermique déterminé se fait à une température bien précise ; par exemple :

— Entre 150 et 300 °C :

Stabilisation des aciers ; revenu des aciers à haute teneur en carbone ; revenu et vieillissement des alliages légers ; bleuissage des aciers ; traitement de relaxation des contraintes.

— Entre 300 et 550 °C :

Relaxation des contraintes résiduelles de soudures ; recuit du cuivre ; traitement des alliages légers ; nitruration.

— Entre 500 et 750 °C :

Traitement de relaxation des contraintes ; recuit des soudures et de certains aciers ; recuit des métaux cuivreux ; stabilisation de la fonte ; revenu des aciers ordinaires.

— Entre 750 et 900 °C :

Recuit de certains aciers ; trempe des aciers ; cémentation au carbone, carbo-nitruration ; recuit du maillechort et du cupronickel.

— Entre 900 et 1 000 °C :

Recuit et trempe des aciers spéciaux ; cémentation au carbone ; traitement des aciers inoxydables et réfractaires ; traitement des fontes malléables à cœur blanc et à cœur noir ; traitement d'homogénéisation.

— Entre 1 000 et 1 350 °C :

Traitement des aciers rapides.

Tableau III

Fonctions remplies par les fours de traitement thermique en France et énergies de chauffage utilisées

Traitement	Énergies de chauffage utilisées	$\frac{Pi}{Pt} \times 100$ (1)	$\frac{Pu}{Ptu} \times 100$ (1)
Recuit haute température (θ > 800 °C)	Électricité	14	28
	Gaz	49	41
	Fuel	37	31
Trempe	Électricité	31	52
	Gaz	48	33
	Fuel	21	15
Revenu	Électricité	44	66
	Gaz	29	18
	Fuel	27	16
Recuit basse température (θ < 800 °C)	Électricité	32	53
	Gaz	27	19
	Fuel	41	28
Cémentation	Électricité	22	41
	Gaz	70	53
	Fuel	8	6
Carbonitruration	Électricité	7	16
	Gaz	93	84
Nitruration	Électricité	100	100
Nitruration douce Sulfimisation...	Électricité	47	70
	Gaz	53	30
Total (*)	Électricité	26	46
	Gaz	46	34
	Fuel	28	20

(*) Peu représentatif à cause de la non-pondération des branches entre elles.
(1) Pi = puissance installée à l'énergie considérée
Pt = puissance installée totale pour les trois énergies
Pu = puissance utile = Pi × η avec : η = 1 pour l'électricité
η = 0,40 pour le gaz et le fuel
Ptu = puissance totale utile installée = Pi électricité + 0,40 Pi combustible.

▲ *Tableau III : fonctions remplies par les fours de traitement thermique en France, et énergies de chauffage utilisées.*

Formes, principes de fonctionnement, caractéristiques particulières. Un des éléments de classement des fours, souvent pris en compte, est l'atmosphère dans laquelle est placée la pièce à traiter. C'est ainsi qu'on distingue les fours à atmosphère contrôlée, à vide, à bain de sel, etc.

Les *fours à atmosphère contrôlée* sont utilisés généralement pour la réalisation de traitements thermochimiques, l'atmosphère étant alors active, ou pour l'exécution de traitement de masse sous une atmosphère neutre ou protectrice.

Les *fours sous vide* permettent d'obtenir de meilleurs résultats quant à l'état des surfaces des pièces traitées.

Les *fours à bain de sel* dans lesquels le chauffage de la charge est effectué par immersion dans un sel produit à l'état liquide, permettent d'obtenir des températures très précises. Suivant leur composition chimique, les sels sont aussi employés pour des opérations simultanées de revenu ou recuit et de cémentation, nitruration, etc.

Il en est de même de tous les fours à atmosphère contrôlée qui permettent d'obtenir par la présence d'un gaz approprié des traitements superficiels d'oxydation, de réduction, de décarburation, etc.

On peut aussi classer les fours d'après leur mode de fonctionnement (continu, discontinu, à tunnels, à passage, etc.), d'après leur forme ou leur principe de fonctionnement.

Il est exclu de décrire la totalité des technologies des fours, dont le nombre est trop élevé. On se limitera aux fours les plus importants et à leurs principaux organes constitutifs.

Principaux organes constitutifs - Caractéristiques

— *Carcasse*

Suivant les cas, les fours sont entièrement réalisés en maçonnerie ou sont faits d'un assemblage de tôles et de panneaux métalliques recouverts intérieurement de briques réfractaires ou d'une enceinte métallique en acier réfractaire. C'est ce dernier mode de construction qui est le plus répandu, en particulier dans les très gros fours.

La rigidité des fours conditionne leur robustesse, compte tenu des variations de température et des dilatations qui apparaissent. Ils sont en général très massifs et comportent des armatures, des profilés et des tirants métalliques. De plus, dans le corps des fours à atmosphère contrôlée ou à vide, se pose un problème d'étanchéité qui conduit à des constructions entièrement soudées qui font l'objet de vérifications précises.

— *Chambre de chauffe*

C'est le conteneur de la chaleur, ou si l'on préfère l'enceinte qui doit conserver au mieux la chaleur pour limiter les dépenses de combustible. Il est bien évident que le four idéal serait, de ce point de vue, un vase de Dewar.

La chambre de chauffe est réalisée en tôlerie d'acier ordinaire dans le cas des fours à température basse ou moyenne, en aciers réfractaires ou en matériaux réfractaires silico-alumineux pour les températures élevées.

Les matériaux généralement utilisés sont des aciers : à 17 % de chrome pour les températures entre 550 et 600 °C ; des aciers austénitiques 18/8 jusqu'à 650 °C ; des aciers 25/20 (25 % chrome, 25 % nickel) pour des températures un peu supérieures. Au-delà de 650 °C, les chambres de chauffe sont toujours réalisées en ou tapissées de briques réfractaires silico-alumineuses. Depuis peu de temps, on voit apparaître des matériaux réfractaires, dénommés réfractaires légers, qui permettent d'augmenter les performances des fours, électriques en particulier.

— *Brûleurs*

Dans les fours à flamme, le brûleur est un organe très important qui conditionne la bonne marche du four.

Il existe deux catégories de *brûleurs à gaz* suivant que le mélange est effectué préalablement ou au contraire réalisé à la sortie du brûleur. On distingue aussi les brûleurs à flamme longue et les brûleurs à flamme courte.

Les *brûleurs pour combustible liquide* peuvent être répartis, pour les fours de traitements thermiques à combustible liquide, de la façon suivante : brûleurs à pulvérisation à air moyenne pression ; brûleurs à pulvérisation autopression ; brûleurs à pulvérisation par la vapeur ; brûleurs à pulvérisation par pression d'huile ; brûleurs mixtes à combustible liquide ou gazeux.

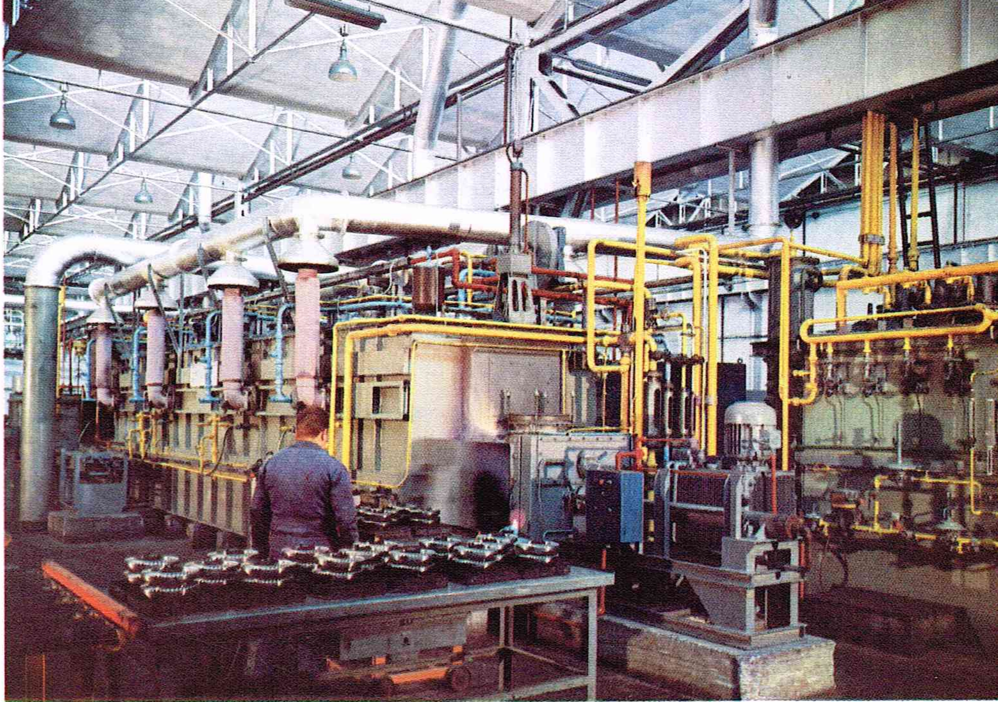
— *Résistances électriques*

Leur composition chimique est fonction de la température de service. Jusqu'à 500 °C, on utilise des alliages à base de fer et nickel, éventuellement avec des additions de chrome ou de cuivre, telles que 10-12 % nickel, 12-20 % chrome, le reste en fer. Pour les températures de l'ordre de 1 000 à 1 200 °C, on emploie des alliages à base de fer, nickel, chrome ou de nickel-chrome, et de 1 200 à 1 350 °C des alliages à base de fer, chrome, aluminium, avec parfois des additions de terres rares. Pour les températures supérieures, on fait usage de métaux spéciaux tels que le platine, le platine rhodié, le molybdène, le rhodium, le tungstène, etc.

Pour la constitution des résistances des fours, les normes AFNOR C 31-711 et C 31-712 donnent les caractéristiques et les dimensions des fils, tiges et bandes d'alliages en nickel-chrome, fer-nickel-chrome, fer-aluminium-chrome. Les résistances les plus utilisées en France sont en alliage Kanthal (Fe-Cr-Al).

Une nouvelle norme en cours de préparation (fin 1977) doit traiter des résistances électriques moulées pour fours industriels, dans le cas des alliages 65/15 et 70/30 (*tabl.* IV). Les deux sections de résistances normalisées seront 240 et 200 mm². La valeur moyenne de résistance par unité de longueur à la température de 20 °C, pour le modèle « 240 », est de $5 \cdot 10^{3}\ \Omega \cdot m^{-1}$, et, pour le modèle « 200 », de $6 \cdot 10^{-3}\ \Omega \cdot m^{-1}$. Les températures limites d'utilisation sont de 1 150 °C et de 1 250 °C, pour les alliages 65/15 et 70/30 respectivement.

Les structures relativement massives permettent un emploi dans une atmosphère corrosive. La norme prévoit



FIAT

▲ ***Four de traitement thermique à flamme.***

un contrôle des caractéristiques des résistances et, dans une annexe, une méthode de calcul d'une installation de traitements thermiques utilisant de telles résistances.

Cette nouvelle norme devra permettre l'interchangeabilité des résistances dans les fours électriques.

En dehors des résistances moulées, des résistances électriques peuvent être utilisées soit sous forme boudinée, soit placées à l'intérieur de tubes blindés comportant une résistance hélicoïdale, soit sous forme d'éléments cylindriques de rubans, de tiges ou de barres, soit éventuellement sous forme de chaînes ou de grillages. Elles sont aussi présentées, dans certains cas, emprisonnées dans un tissu d'amiante déformable.

— Mesures des températures, régulation

Les mesures des températures à l'intérieur des fours sont nécessaires si l'on veut obtenir une régulation convenable de fonctionnement. Il existe plusieurs méthodes de régulation, notamment les méthodes de « tout ou rien » ou « tout ou veilleuse » (pour les fours à flamme), les méthodes de régulation par action préventive ou sur programme qui peut être modulé, les méthodes de régulation proportionnelle à l'écart. Le choix entre ces diverses méthodes est fonction de la nature et de la précision du traitement thermique effectué.

La régulation proportionnelle à l'écart de température est en général la plus simple, mais elle ne permet pas de passer rapidement — ou lentement suivant le cas — certaines températures correspondant à des points de transformation. Dans ce cas, il faut choisir une régulation sur programme. En outre, pour assurer une bonne homogénéisation des températures, il est nécessaire de prévoir le dépassement de la température visée si l'on ne veut pas que le temps d'obtention de celle-ci soit trop long (*fig.* 4).

La mesure des températures est généralement opérée par un thermocouple (fer-constantan jusqu'à 500 °C, chromel-alumel jusqu'à 1 050 °C, nickel, nickel-chrome jusqu'à 1 200 °C et platine, platine rhodié jusqu'à 1 400 °C). Elle peut néanmoins être aussi opérée par les méthodes classiques, thermostats à dilatation, résistances thermométriques ou lunettes à radiation totale (à partir de 900 °C).

— Transmission de la chaleur

Celle-ci est effectuée suivant le cas par conduction, rayonnement ou convection. Le transport des calories implique l'existence de différences ou gradients de température entre la source chaude (flamme ou atmosphère du four électrique, par exemple, ou résistance) et le corps à chauffer.

— Atmosphère

L'ambiance dans laquelle la charge ou la pièce est traitée a une grande importance.

En dehors des fours à vide, cette ambiance peut être la suivante : solide (pièce placée sur une plaque chauffante, sur un cément en poudre, etc.) ; liquide (par exemple, dans un bain de sel en vue d'assurer une protection à l'oxydation ou un chauffage plus rapide ou des températures plus précises) ; gazeuse (dans ce cas, l'atmosphère peut être soit naturelle, soit artificielle). Dans ce dernier cas, l'atmosphère peut être active — par exemple hydrogène ou atmosphère réductrice, azote pour la nitruration — ou inactive — cas des fours à trempe à haute température, en vue d'empêcher toute attaque chimique ou oxydation.

Fours continus (fig. 5)

Il s'agit de fours à fonctionnement continu dans lesquels le déplacement de la charge est assuré par des dispositifs aussi nombreux que variés. L'énergie calorifique peut aussi bien être apportée par une flamme que par un chauffage électrique.

Fours à traction

Quand les pièces à traiter en continu se présentent sous forme de bandes ou de fils, on peut tout simplement les tirer à travers le four au moyen d'une bobineuse ou d'une enrouleuse placée côté sortie.

Citons ici le traitement des feuillards et bandes en acier (recuit et trempe), en cuivre et laiton (recuit), et celui des fils d'acier (recuit, patentage, hypertrempe des fils d'acier inoxydable), etc.

Les fours de recuit de bandes sont soit verticaux, soit horizontaux, la bande formant une ou plusieurs boucles verticales ou horizontales suivant la production à assurer (*fig.* 5 a). Ces fours sont à atmosphère contrôlée. Ils peuvent être suivis de fours de galvanisation ou d'étamage permettant, par un seul passage, d'assurer successivement le recuit des produits et le revêtement métallique.

Les fours de trempe de feuillards d'acier sont le plus souvent horizontaux. Une installation complète comprend : une dérouleuse, une soudeuse par points, le four de chauffage avant trempe, le bac de trempe à l'huile, le four de revenu, une cisaille, une enrouleuse.

Quant aux fours de recuit de fils, ils sont en général du type dit à tubes-moufles, analogue à celui de la *figure* 5 f_3. Le dispositif d'entraînement est placé à la sortie du four (enrouleuse).

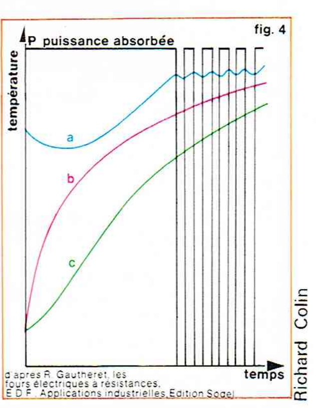
Les fours de patentage comprennent un four de chauffage à 900 °C environ avant trempe (four à tubes-moufles), suivi d'un bain de plomb à 450 °C dans lequel les fils plongent à leur sortie du four.

Fours à convoyeur à fils

Ces fours sont dérivés directement du four à chaînes. Les pièces y sont entraînées, posées sur des câbles commandés par tambours extérieurs (*fig.* 5 b). Beaucoup d'étuves (par exemple pour séchage de pièces ou produits relativement légers avant émaillage) sont équipées de ce convoyeur dont l'avantage essentiel est le faible poids par rapport au poids des pièces séchées. Pour le traitement thermique, la principale application est le recuit des tôles et produits plats en alliages légers.

Fours à chaînes

Les fours continus à chaînes sont des fours à passages, dans lesquels l'avancement des produits est assuré par une ou plusieurs chaînes. Les chaînes peuvent être porteuses et se trouvent alors chauffées en totalité, ou simplement tractrices ; dans ce dernier cas, elles peuvent être placées en zone relativement froide, et elles entraînent les pièces soit par des doigts (chaînes placées sur la



Richard Colin

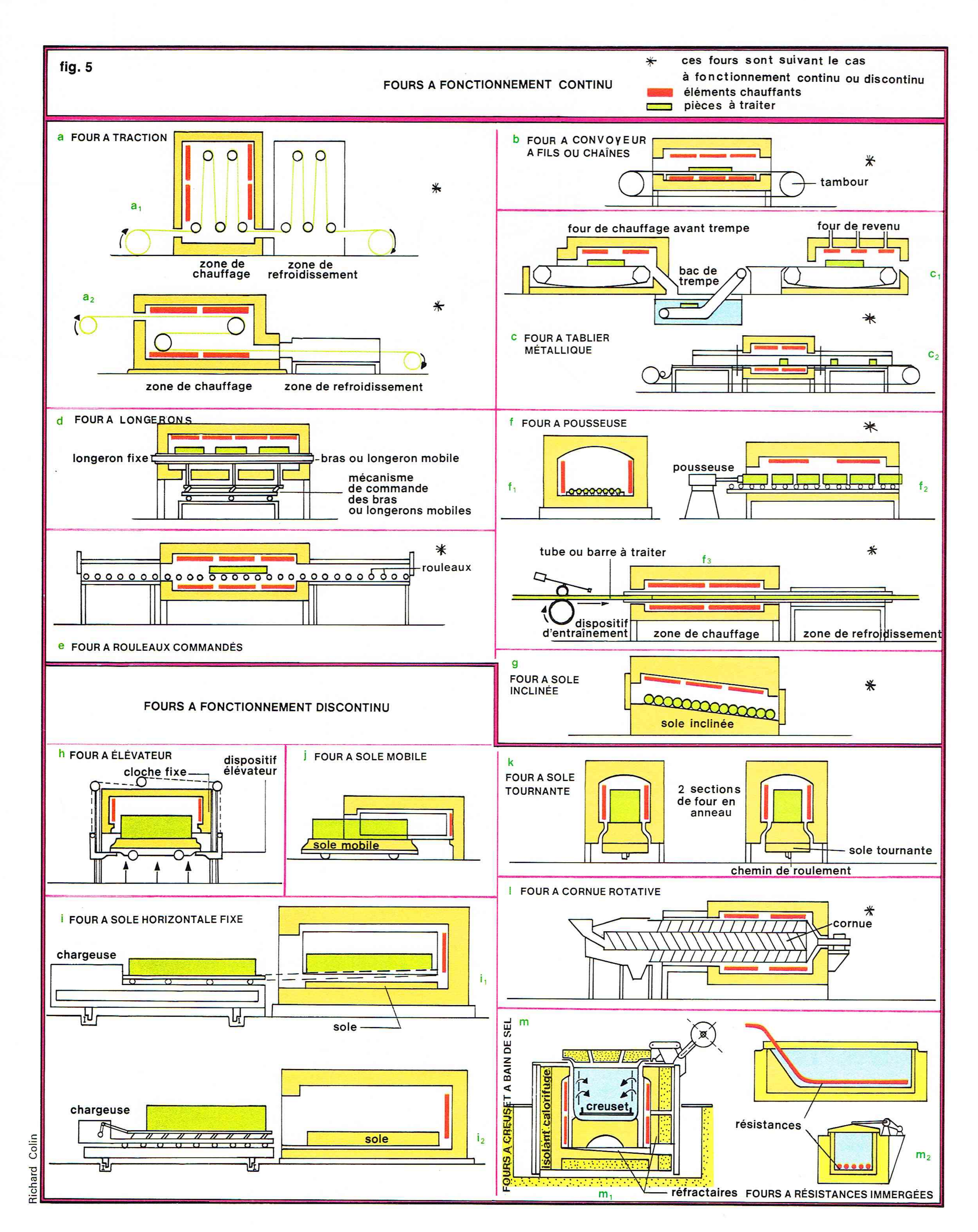
▲ ***Figure 4 : pour un four discontinu (intermittent), allure de la remontée de la température de la chambre de chauffe*** **(a)**, ***de la température à la surface de charge*** **(b)** ***et de la température à l'intérieur de ladite charge*** **(c)**.

▼ ***Tableau IV : composition des alliages 65/15 et 70/30 utilisés pour la fabrication de résistances de fours électriques de traitement thermique.***

Tableau IV

Composition des alliages 65/15 et 70/30 utilisés pour la fabrication des résistances de fours électriques de traitement thermique

Composants	Pourcentage en poids	
	Alliage 65/15	Alliage 70/30
Ni	64 à 66	(solde)
Cr	17 à 18	27 à 30
Si	2,2 à 2,6	1,5 à 2,5
Mo	1,8 à 2,2	—
Mn	1,2 à 1,5	1,2 à 1,5
C	0,6 à 0,7	< 0,50
S	< 0,05	< 0,05
P	< 0,05	0,05
Fe	(solde)	—


fig. 5
FOURS A FONCTIONNEMENT CONTINU
* ces fours sont suivant le cas à fonctionnement continu ou discontinu
éléments chauffants
pièces à traiter
a FOUR A TRACTION
a1
zone de chauffage
zone de refroidissement
a2
zone de chauffage
zone de refroidissement
b FOUR A CONVOYEUR A FILS OU CHAÎNES
tambour
four de chauffage avant trempe
four de revenu
bac de trempe
c1
c FOUR A TABLIER MÉTALLIQUE
c2
d FOUR A LONGERONS
longeron fixe
bras ou longeron mobile
mécanisme de commande des bras ou longerons mobiles
rouleaux
e FOUR A ROULEAUX COMMANDÉS
f FOUR A POUSSEUSE
f1
pousseuse
f2
tube ou barre à traiter
f3
dispositif d'entraînement
zone de chauffage
zone de refroidissement
g FOUR A SOLE INCLINÉE
sole inclinée
FOURS A FONCTIONNEMENT DISCONTINU
h FOUR A ÉLÉVATEUR
cloche fixe
dispositif élévateur
j FOUR A SOLE MOBILE
sole mobile
k FOUR A SOLE TOURNANTE
2 sections de four en anneau
sole tournante
chemin de roulement
l FOUR A CORNUE ROTATIVE
cornue
i FOUR A SOLE HORIZONTALE FIXE
chargeuse
i1
sole
chargeuse
sole
i2
m
FOURS A CREUSET A BAIN DE SEL
isolant calorifuge
creuset
m1
réfractaires
résistances
m2
FOURS A RÉSISTANCES IMMERGÉES
Richard Colin

partie inférieure de la sole du four), soit par des palonniers (chaînes placées à la voûte du four). Les roues dentées d'entraînement peuvent être placées dans le four ou à l'extérieur. Il est plus simple de mettre les roues à l'extérieur, car ainsi, tout l'ensemble mécanique d'entraînement travaille à froid, et sa surveillance et son entretien sont plus aisés; toutefois, les chaînes se refroidissent à leur sortie du four, et la consommation d'énergie est augmentée.

Les applications des fours à chaînes porteuses sont pratiquement les mêmes que celles des fours à pousseuse.

Fours à tabliers métalliques

Les pièces sont véhiculées dans ces fours par un tapis transporteur.

Les tambours d'entraînement et de renvoi peuvent être extérieurs ou intérieurs au four.

— Les tabliers en tôles chaudronnées, étant formés d'éléments articulés, résistent beaucoup mieux. Ils sont utilisés jusqu'à 600 °C environ s'ils sont fabriqués en acier ordinaire, jusqu'à 1 000 °C environ s'ils sont en acier réfractaire.

La *figure* 5 c_1 représente une installation continue de trempe et de revenu de pièces d'acier.

D'une façon générale, chaque fois que le mode d'alimentation du four le permet, on place les tambours de commande d'un tablier moulé dans le four pour éviter son refroidissement par sa sortie à l'air, car un tablier moulé a une assez forte capacité calorifique (poids 55 kg/m^2 environ).

Ces types de fours se prêtent bien à la mécanisation des installations. Ils peuvent travailler sous atmosphère contrôlée (opérations de recuit et trempe) [*fig.* 5 c_2].

— Par leur grande souplesse et le faible poids mort qu'ils constituent, les tabliers tissés sont une bonne solution pour les traitements sous atmosphère contrôlée tels que le recuit de pièces en acier, cuivre et alliages cuivreux, nickel et ses alliages, argent, etc.

Tous ces fours à tablier sont très répandus dans l'industrie; ils se construisent en toutes dimensions et toutes puissances, de quelques kW à plusieurs centaines de kW. Dans le cas de productions très importantes, pour diminuer l'effort de traction sur le tablier, on munit la sole du four de rouleaux commandés ou non qui tournent à la vitesse d'avancement du tablier.

Fours à longerons (pas de pèlerin)

L'avancement des pièces est assuré par des bras parallèles au grand axe du four, bras placés à la sole et commandés par un mécanisme extérieur au four, qui soulèvent les pièces, leur assurent une translation en avant, les déposent sur la sole, reviennent en arrière en position basse, éclipsés dans la sole, puis se lèvent en reprenant les pièces, et ainsi de suite (*fig.* 5 d). Ces fours sont, par exemple, utilisés pour les réchauffages de plaques et de billettes d'alliages légers ou cuivreux, et pour les chauffages de barres dans les fours à enfournement ou défournement latéral.

Fours à rouleaux commandés

L'avancement des produits est assuré par des rouleaux, plus ou moins espacés suivant la nature des pièces à traiter. Ils sont disposés sur un même plan, perpendiculairement à l'axe longitudinal du four. Leurs extrémités traversent les parois latérales dans des passages spécialement aménagés et sont supportées par des paliers situés à l'extérieur du four. A l'une des extrémités est claveté un pignon qui permet l'entraînement du rouleau, soit par couple conique, soit par pignon et chaîne. Il suffit d'entraîner tous les rouleaux à la même vitesse pour provoquer l'avancement des produits dans le four (*fig.* 5 e).

Cette solution permet dans de nombreux cas de supprimer le poids mort à chauffer que constituent les supports de charge, les transporteurs à tablier ou à chaînes. Lorsque la forme des produits nécessite néanmoins des supports, le poids de ces derniers est réduit au minimum.

Les applications de ce type de fours sont très nombreuses, car il se prête à tous les traitements thermiques. Avec ces appareils, il est facile de faire varier la vitesse d'entraînement des rouleaux en fonction de la dimension des produits traités. En outre, comme il est aisé de faire suivre la zone de chauffage de zones de refroidissement (lent ou rapide), on peut, dans un même four à rouleaux, réaliser les cycles de traitement les plus divers pour les produits les plus variés, tant en dimension qu'en tonnage : réchauffage de plaques avant laminage à chaud (alliages légers et alliages cuivreux, par exemple); recuit de feuillards, de tôles, de tubes, de barres, d'emboutis, etc.; trempe et revenu de feuillards d'acier; brasage sous atmosphère contrôlée.

Dans le cas des traitements thermiques des bandes en continu, l'installation comporte : un poste de déroulement des bandes, un poste de soudage ou d'agrafage pour assurer la continuité, le four proprement dit, une cisaille, une enrouleuse.

Les traitements peuvent y être effectués avec ou sans atmosphère protectrice.

Fours à pousseuse

La translation des pièces peut être assurée par une pousseuse extérieure exerçant son action soit directement sur les pièces, soit sur des montages supportant les pièces.

Les pièces ou montages peuvent alors glisser directement sur la sole : c'est le cas des fours de traitement de lopins, par exemple qui se poussent les uns les autres dans les V que comporte la sole (*fig.* 5 f_1); ils peuvent aussi avancer sur des rails, sur des chemins de roulement : boulets, galets (*fig.* 5 f_2), ou dans des tubes-moufles (*fig.* 5 f_3).

Ces quelques principes montrent l'universalité de l'emploi des fours à pousseuse. Énumérer les fours réalisés dépasserait le cadre de ce chapitre, car toutes les combinaisons sont possibles entre les modes de construction, les modes de chauffage, les modes de glissement, les modes de sortie des pièces, et éventuellement la façon dont sont refroidies les pièces, tout cela encore complété par le fait que tous ces fours peuvent être à atmosphère contrôlée.

Parmi les applications les plus usuelles de ces fours, citons le chauffage de lopins ou billettes (tous alliages) sur sole rainurée, le chauffage avant trempe sur sole rainurée, le recuit de demi-produits ou pièces diverses (tous alliages) sur plateaux (sole à galets); en particulier, le recuit des tôles magnétiques découpées, le recuit isotherme des aciers, ces deux traitements s'effectuant sous atmosphère contrôlée; le recuit en tubes-moufles en atmosphère contrôlée (cas des tubes d'acier roulé et soudé, par exemple); la cémentation gazeuse, la carbonitruration gazeuse, le recuit de tôles ou couronnes d'aciers spéciaux et d'aciers courants, sous cloche et en atmosphère contrôlée.

Fours à sole inclinée

Le principe de l'avancement des produits dans ces fours est fondé sur l'utilisation de la gravité (*fig.* 5 g).

Ces fours sont surtout utilisés pour le chauffage des pièces qui peuvent rouler sur elles-mêmes, telles que billettes, tubes, produits cylindriques, etc.

Les fours électriques à résistances rattachés à ce type sont en grande majorité des fours de chauffage, avant filage, de billettes d'alliages légers ou creux.

Fours à secousses

Nous ne ferons que citer ces fours.

Fours à fonctionnement discontinu (fig. 5)

Fours à élévateur

Dans ce type de four, la chambre de chauffe (*fig.* 5 h) a la forme d'une cloche fixe, le chargement se faisant par une ou plusieurs soles mobiles, chauffantes ou non, ou encore par une plate-forme montée sur un élévateur hydraulique.

Ces fours s'emploient pour toutes les températures jusqu'à 1 000/1 100 °C. Ils sont ventilés ou non. Ils permettent de réaliser tous les traitements énumérés pour les fours à cloche. Ils ont l'avantage de ne pas nécessiter de pont roulant, le four ayant lui-même ses engins de levage de la sole.

Les principales applications de ces fours sont, dans le cas des métaux ferreux : le recuit des fontes malléables, le recuit des tôles, l'hypertrempe et le recuit des aciers inoxydables, le recuit de cuves en acier inoxydable.

Ces fours sont aussi très utilisés, en raison des grandes facilités de manutention qu'ils permettent, pour le traitement des alliages légers : recuit des fils d'almélec, trempe de tôles et de pièces diverses, trempe et revenu d'adoucissement d'alliages légers.

Fours à sole horizontale fixe

Le chargement de ces fours s'effectue à l'aide d'une chargeuse à bras. La sole est aménagée pour surélever

◀ ***Page ci-contre, figure 5 : quelques exemples de fours continus et discontinus.***

la charge de façon que les bras de la chargeuse puissent s'introduire entre la sole proprement dite et la charge. Les bras de la chargeuse entrent dans le four en position basse ; arrivés en fin de course, ils se lèvent, soulèvent la charge, puis, toujours en position haute, sortent du four en entraînant la charge. La chargeuse se déplace ensuite latéralement et dépose la charge sur un support approprié au profil identique à celui de la sole du four. Les bras de la chargeuse peuvent rester en porte à faux (*fig.* 5 i_1) si les charges sont relativement faibles (quelques centaines de kg), ou bien rouler sur la sole du four dans des saignées munies de chemins de roulement en fonte ou en acier réfractaire (*fig.* 5 i_2).

Les fours à chargeuse sont utilisés pour les traitements les plus divers : cémentation, recuit par charges de plusieurs tonnes de planches, barres, bobines d'alliages cuivreux ou légers, recuit d'aluminium, etc.

Fours à sole mobile

Ce sont des fours fixes dont la sole, chauffée ou non, est mobile et peut sortir du four (*fig.* 5 i). Les opérations de chargement et de déchargement sont donc très faciles, car elles se font à l'extérieur du four avec des moyens de manutention ordinaires (palan, pont roulant).

Ce type de four est très utilisé pour les traitements de charges massives : recuit d'acier, d'acier moulé, d'aciers spéciaux, recuit de fonte, recuit de barres d'acier ou de tubes par charges de plusieurs tonnes à plusieurs dizaines de tonnes.

Fours à sole tournante

Ces fours ont la forme d'un tunnel circulaire. Leur sole, en forme d'anneau mobile, tourne sur un chemin de roulement placé à l'extérieur de la chambre des fours. Elle est entraînée par un dispositif pignon-crémaillère.

A cause de leur forme, ces fours ont un bon rendement calorifique, la sole mobile restant toujours dans la chambre de traitement. Ils présentent également les avantages suivants : possibilité de chauffe des pièces différentes successivement et sans mélange, simplicité d'entretien, économie de main-d'œuvre (un seul ouvrier pour le chargement et le déchargement des pièces), chaque pièce reste un temps bien précis dans le four (le temps d'une rotation complète, par exemple).

Ces fours sont appréciés dans les ateliers de traitements thermiques, chauffage avant trempe, cémentation en caisse, recuits, revenus ; ils peuvent être aussi utilisés pour des traitements en atmosphère contrôlée, moyennant certaines précautions (carcasse étanche, portes avec rideaux de gaz à marche automatique, joint de sable doublé, par exemple, par un joint d'huile refroidi par circulation d'eau).

Ils peuvent être employés avec une ventilation intérieure pour le chauffage avant matriçage des lopins d'alliages légers, et à des températures plus élevées, pour le chauffage avant trempe de petites pièces d'acier (disques d'embrayage, etc.), par exemple.

Fours puits

Ces fours, généralement enterrés, permettent soit le traitement de pièces placées dans des paniers, soit le traitement de pièces allongées de révolution nécessitant un chauffage en position verticale (arbres, tubes, rotors, coquilles de centrifugation, etc.). Une pièce est chauffée et trempée verticalement lorsqu'il faut éviter les déformations, soit lors du traitement lui-même, soit lors de l'usinage ultérieur.

La pièce subit alors un chauffage symétrique, mais il faut s'assurer que son amarrage sur le four ne crée ni tension, ni déformation ; il est recommandé de réaliser chaque fois que cela est possible une suspension à cardans pour que la pièce trouve d'elle-même son équilibre sous l'action de son propre poids. Lors du chauffage aux températures élevées, la pièce peut fluer sous son poids et libérer ainsi des tensions ; le refroidissement à la trempe ou au revenu étant lui-même fait de façon symétrique, on limite au minimum les risques de déformations. Le chauffage et la trempe en position verticale entraînent plusieurs sujétions : nécessité de laisser une collerette d'amarrage pour maintenir la pièce dans l'étrier de suspension sans qu'elle glisse, nécessité de bien dégager l'extrémité de la pièce pour que son traitement ne soit pas perturbé par la présence de l'étrier.

L'étrier de suspension est en alliage réfractaire et est trempé avec la pièce ; dans certains cas, on peut chauffer et tremper plusieurs pièces simultanément au moyen d'étriers à logements multiples.

Les fours du type « puits » permettent de couvrir une très large gamme de fabrications.

Fours à cornue rotative

Ces fours sont de 2 types :

— à récupération ; la cornue peut comporter deux spirales coaxiales à pas inverse ; dans ce cas, les pièces qui entrent dans le four commencent à se réchauffer par récupération de la chaleur des pièces qui en sortent (*fig.* 5 l) ;

— sans récupération ; les pièces à traiter sont véhiculées à l'intérieur de la cornue par une hélice.

Nombre de fours à cornue rotative sont des fours continus.

Ces fours sont utilisés pour le traitement de petites pièces : vis, billes de roulement, rondelles, cémentation gazeuse, etc.

Les fours à bain de sel (*fig.* 5 m)

Ces fours peuvent aussi bien être chauffés à l'électricité, au gaz ou au fuel. Dans le cas des fours à résistances électriques, celles-ci peuvent être placées autour de la cuve, voire à l'intérieur du briquetage, ou au contraire introduites par des électrodes protectrices plongées dans le bain de sel. C'est dans ce cas que l'on obtient les allures de chauffe les plus rapides. Les fours à bain de sel peuvent aussi être chauffés par passage direct de courant dans le bain. Les électrodes d'alimentation pénètrent ou non dans la cuve.

En ce qui concerne le bain de sel, on utilise suivant le cas : des sel neutres, en général à base de chlorure de baryum, de potassium, de sodium ; des sels de cémentation ou de cyanuration à base de cyanure de sodium ou de potassium, ou des sels de trempe ou de revenu des aciers ou de traitements thermiques des alliages légers ou ultra-légers, en général à base de nitrate de sodium ou de potassium. Des recherches récentes permettent d'espérer l'utilisation prochaine de sels non toxiques et probablement la suppression des sels à base de cyanure.

Les fours à bain de sel couvrent de très larges applications, parmi lesquelles on peut citer :

— trempe étagée, martensitique, bainitique ; trempe isothermique ou double trempe des aciers ;

— trempe des aciers rapides, en particulier des aciers légers en carbone dont il faut éviter la décarburation superficielle ;

— revenu ou recuit de détente, recuit isothermique ;

— nitruration des aciers rapides ;

— carbo-nitruration ou cyanuration des aciers de construction alliés ou non ;

— cyanuration ou cémentation sur une profondeur de 0,3 à 0,4 mm des aciers à carbone ;

— cémentation profonde ;

— sulfunisation ;

— traitement des métaux légers ou ultra-légers, particulièrement pour les alliages à haute teneur en magnésium.

De mise en œuvre relativement simple, les fours à bain de sel présentent des avantages notables. Le temps de chauffage à cœur des pièces est 4 ou 5 fois plus court que dans un four à atmosphère gazeuse. En outre, le chauffage des pièces est particulièrement uniforme en raison de la grande capacité calorifique du bain. On supprime par immersion les actions oxydantes ou décarbonantes des gaz de combustion des fours à flamme. Les pièces sortent donc exemptes de calamine, et la cote demeure pratiquement inchangée après trempe, ce qui permet d'effectuer le traitement de pièces parfaitement stables, toujours en raison de l'inertie du bain.

Les fours à induction pour le traitement des métaux et alliages

Si l'on soumet une pièce métallique magnétique à un champ électrique, elle est traversée par des courants induits et s'échauffe sous l'effet combiné de pertes par hystérésis et par courants de Foucault. Les pertes par hystérésis cessent dès que le matériau n'est plus magnétique, c'est-à-dire dès que l'on a dépassé le point de Curie, mais l'échauffement continue à se produire sous l'effet des courants de Foucault. Le champ électrique est généralement produit par une bobine inductrice, le corps chauffé constituant l'induit. On peut aussi utiliser des inducteurs à champ linéaire ou à champ glissant (analogues à ceux utilisés dans le moteur linéaire).

Le chauffage produit par le courant induit dépend de nombreux paramètres, et notamment de la répartition de la densité du courant.

Pour chaque épaisseur ou diamètre de pièce, il existe une fréquence optimale du courant. Ainsi, pour les métaux ferreux (magnétiques), les valeurs pratiques adoptées sont les suivantes :

Diamètre en mm	Au-dessous de 650 °C	Au-dessus de 650 °C
6 à 12	3 000 Hz	150 000 Hz
12 à 25	1 000 Hz	10 000 Hz
25 à 40	1 000 Hz	3 000 à 10 000 Hz
40 à 50	50 Hz	3 000 Hz
50 à 150	50 Hz	1 000 Hz
> 150	50 Hz	50 Hz

Il est à noter tout d'abord que, dans de nombreuses applications, en raison de son principe même (localisation de l'apport de chaleur à l'intérieur de la pièce), le chauffage par induction peut être effectué en l'absence de four proprement dit. C'est ainsi que l'on réalise dans les industries de très nombreux traitements sur tout ou partie de pièces considérées, par exemple : trempe de dents d'engrenage ou de partie de vilebrequin, etc.

Un certain nombre d'applications nécessitent néanmoins des fours dont la conception, si elle est adaptée à ce genre de chauffage, fait appel aux matériaux et techniques qui ont été évoqués dans les paragraphes précédents. Nous examinerons donc seulement les parties extérieures aux fours proprement dits.

Générateurs de fréquence. Suivant le cas, on fait appel à des groupes convertisseurs tournants ou à des générateurs statiques à thyristors, ou tubes électroniques. Les groupes convertisseurs sont utilisés pour les faibles fréquences jusqu'à 10 kilohertz ; leur rendement est relativement élevé, de l'ordre de 75 à 90 %. Ils sont néanmoins concurrencés dès maintenant par les générateurs à thyristors dont le rendement est supérieur et dont le coût est de plus en plus compétitif.

Éléments de compensation. L'inconvénient des dispositifs de chauffage par induction est lié à leur principe même. Ils consomment de l'énergie sous un faible cosinus. Il est donc nécessaire de prévoir dans la plupart des cas des batteries de condensateurs qui permettent de redresser le facteur de puissance.

Inducteur. L'inducteur est la pièce noble dans le four de chauffage par induction. Dans la plupart des cas où l'on veut chauffer des pièces à des températures élevées, il y a lieu de procéder au refroidissement de l'inducteur, et pour cela de prévoir des centrales de refroidissement dans lesquelles est intégré un déminéralisateur d'eau. Le refroidissement se fait généralement par passage direct de l'eau à l'intérieur des conducteurs creux constituant l'induit.

L'inconvénient essentiel du chauffage par induction tient au montant élevé des frais d'investissement et d'amortissement du matériel et, dans une certaine mesure, à sa complexité.

En revanche, eu égard à cet inconvénient, on peut citer de nombreux avantages : traitement séquentiel et automatique des pièces à cadences élevées conduisant à une haute productivité ; mise en route et arrêt immédiat s'adaptant parfaitement à des horaires intermittents ; le temps de traitement est en général très réduit (voir *tableau* V) et peut être rigoureusement ponctuel (propriété exclusive au chauffage par induction) ; constance de la qualité des traitements effectués ; diminution des pertes par oxydation ou décarburation. Enfin, cette méthode de chauffage ne donne lieu à aucune pollution, bruit, poussière, dégagement gazeux, etc.

● *Fours de réchauffage des brames de l'installation Mac Louth*

Cette installation en service depuis 10 ans permet de réchauffer avant laminage des brames produites par l'aciérie Mac Louth, de Trenton (Michigan).

La puissance délivrée par chaque inducteur est de 20 MW, la tension d'alimentation 2 700 V. On peut aussi alimenter les inducteurs sous une tension réduite, par exemple 2 400 V pour obtenir une puissance de chauffe de 10 MW, et 1 685 V pour une puissance de chauffe de 5 MW. Le réglage de la tension est assuré par un autotransformateur. L'aciérie comporte 18 fours, ce qui nécessite une puissance d'alimentation de 210 MW de mégavar. Le facteur de puissance naturel de l'installation est de 0,23. Il est ramené à 0,8 par une importante batterie de condensateurs (825 000 kvars).

Cette installation ayant donné totale satisfaction, d'autres réalisations de ce genre ont été entreprises aux États-Unis, notamment pour réchauffer des billettes, et une est en construction chez Usinor à Denain (France).

Tableau V
Temps de chauffage par induction pour les métaux ferreux et non ferreux

	Métaux	Diamètre (en mm)	Temps de chauffage (en s)
Métaux ferreux (1)	Acier ordinaire Fréquence 10 000 Hz	12,5 25 40 50 75	11 31 79 127 324
	Acier ordinaire Fréquence 3 000 Hz	25 50 75 100	23 95 214 384
Métaux non ferreux (2)	Aluminium à 500 °C	100 200 300	30 120 300
	Laiton (70/30) à 750 °C	100 200 300	90 300 720
	Cuivre à 800 °C	100 200 300	25 100 210

(1) Pour une température finale de 1 150 °C avec une différence de température entre cœur et peau de 80 °C environ.
(2) Fréquence 50 Hz.

◄ *Tableau V : temps de chauffage par induction pour les métaux ferreux et non ferreux ; pour obtenir un rendement maximal, on a intérêt à apporter les calories nécessaires dans le temps minimal, donc à admettre des puissances élevées, ce qui renchérit le coût du matériel électrique.*

Fours à cloche

Le four à cloche permet d'exécuter d'une façon parfaite les traitements en atmosphère contrôlée de produits qui exigent ou peuvent supporter des montées et des descentes de température lentes. On peut les utiliser pour des traitements jusqu'à 1 000 à 1 200 °C avec ou sans présence d'air. Ils peuvent indifféremment être alimentés avec des combustibles gazeux ou liquides, ou à l'électricité. Les capacités de traitement peuvent atteindre 12 t, et les volumes de cloche dépasser 20 m^3.

Suivant le cas, les cloches peuvent être cylindriques ou rectangulaires avec ou sans moufles. Elles comportent une série d'embases à la périphérie, l'étanchéité entre celles-ci et la cloche proprement dite étant réalisée par des joints qui peuvent être en sable, huile, eau, caoutchouc. Les cloches sont généralement réalisées en acier réfractaire.

Ces fours permettent d'effectuer le recuit en atmosphère contrôlée de demi-produits ou de produits finis (feuillards, tôles, fils d'acier doux et dur, d'aciers cuivreux, de cuivre et d'alliages).

Dans les grandes aciéries, on utilise des batteries de fours cloche. Par exemple, pour une ligne continue de production de fer-blanc, capable de fabriquer 30 t/h, ce qui correspond au recuit d'environ 22 t/h de métal, on a prévu 10 fours dont la cloche a un poids de 20 t, et 20 bases. Le cycle complet de traitement est de 26 h, soit 4 j. Une telle série de fours peut remplacer très avantageusement un four continu de traitement.

Fours à bombardement ionique

Exploitant une technique très récente applicable à tous les aciers et permettant dans une mesure jusqu'ici non atteinte une adaptation optimale des caractéristiques de surfaces à la sollicitation de la pièce, ces fours sont tout

particulièrement utilisés dans le cas de la nitruration. On peut toutefois prévoir toutes sortes d'atmosphères pour des traitements existant dans les meilleures conditions de contrôles, et pour exécuter des traitements non encore réalisés par les techniques conventionnelles.

Parmi les avantages de ce procédé, on citera le temps de traitement beaucoup plus court dans le cas de la nitruration qu'avec le procédé en phase gazeuse, ainsi qu'un rendement énergétique exceptionnel. Ce procédé exclut aussi tout risque de pollution. Il permet le traitement de pièces entièrement finies ne tolérant aucune déformation, jusqu'à des températures de 480 à 500 °C.

- *Fours de traitement de nitruration*

Le four est constitué comme un four à vide, sous faible pression d'azote (10^{-1} à 10 torrs). L'ionisation est produite à l'intérieur du récipient sous l'influence d'une haute tension de 500 à 1 000 volts. La pièce à traiter est reliée au négatif de l'alimentation électrique, constituant ainsi la cathode, tandis que le pôle positif est relié à une électrode. Le champ électrique appliqué entre la pièce et l'électrode permet la création d'un plasma d'azote sous décharge luminescente. L'azote à l'état ionique est projeté contre la surface de la pièce et, en raison de la grande vitesse acquise par les ions, s'insère sous cette surface.

L'énergie des ions est transformée en chaleur qui sert à porter la pièce à la température de nitruration choisie. En raison de l'énergie des particules, il est possible de procéder à la nitruration à une température inférieure à celle requise par les procédés classiques. Suivant les traitements, l'opération peut durer de quelques minutes à quelques heures.

La diminution du temps de traitement et la suppression de toute pollution constituent deux des avantages de l'ionitruration. Ce procédé est en outre le seul qui permette de traiter des pièces de grande longueur ne tolérant aucune déformation.

Fours à bain fluidisé

Ce sont des fours adaptés au traitement thermique des pièces petites ou moyennes; ils se situent, du point de vue technique, entre les fours à atmosphère contrôlée et ceux à bain de sel, sans présenter toutefois les inconvénients de ces derniers. Ils sont l'objet d'études et de perfectionnements constants, en particulier pour les traitements de cémentation, trempe et revenu.

Le bain fluide est obtenu à partir de particules calibrées en suspension dans un courant gazeux (air + gaz, ou propane), qui assure la fluidisation en se déplaçant de bas en haut contre les parois intérieures de la cuve constituée de viroles en acier réfractaire. Le courant gazeux qui est soufflé à travers une paroi poreuse constitue l'atmosphère du four. Sa composition peut être adaptée au traitement à réaliser.

Cette technique, qui conduit à une économie sensible d'énergie et qui diminue notablement les durées de traitement, est appelée à un grand avenir. Entre autres avantages, on lui attribue une bonne homogénéité de température, une absence de pollution et un coût relativement intéressant. Quoique récents, les fours à bain fluidisé font déjà l'objet de nombreuses applications, aussi bien dans les traitements thermiques que dans des domaines divers, notamment en tant qu'incinérateurs de boues déshydratées.

Fours haute et ultra-haute fréquence (micro-ondes)

Ces fours mettent en œuvre les phénomènes d'hystérésis diélectrique. Si on appelle E la valeur efficace du champ électrique, F la fréquence, ε' la perméabilité relative et δ l'angle de déphasage du courant par rapport à la tension appliquée aux bornes d'un condensateur dont le diélectrique n'est autre que la matière à chauffer, la puissance mise en jeu dans ce condensateur est la suivante : $P = 5{,}56\ E^2F\varepsilon' \text{tg}\ \delta\ 10^{-6}\ W/m^3$. Le produit ε' tg δ est appelé facteur de pertes; il varie en particulier avec la fréquence, la température, la teneur en eau, la tension appliquée. En ce qui concerne le séchage, il est intéressant de noter la variation de ε' tg δ avec la température. Ainsi, pour l'eau, à 1 MHz, ε' tg δ est égal à : 2,7 à 0 °C, 3 à 20 °C, 3,7 à 40 °C, 4,6 à 60 °C, 5,5 à 80 °C et 5,7 à 100 °C. Les variations avec la tension et la fréquence, faibles, se compensent dans le cas de l'eau. Pour les autres corps, les valeurs du facteur de pertes sont en général inférieures à celles de l'eau.

En ce qui concerne les fréquences, elles doivent être choisies parmi celles autorisées :

Dénomination	Valeurs numériques	
HF ou *haute fréquence :*	27,12 MHz ± 0,6 %	13,56 MHz ± 0,05 %
Longueur d'onde :	110 cm	220 cm
UHF ou *hyperfréquence* ou *micro-ondes :*	915 MHz ± 50	2 450 MHz ± 50
Longueur d'onde :	33 cm	12 cm

Il y a lieu pour chaque corps de calculer l'épaisseur de pénétration *d* dans laquelle est dissipée, suivant les auteurs, la moitié, ou 1/*e* fois la puissance d'entrée, par exemple :

Corps	Température	Fréquence	*d* (50 %) en cm
Eau	25 °C	3 GHz	1,4
Glace	⩽ 0 °C	3 GHz	120

On voit qu'il est ainsi possible de chauffer les produits à cœur, la surface pouvant même rester froide.

Le facteur de perte et le produit F tg δ jouent un grand rôle pour définir les domaines respectifs des hautes fréquences et des micro-ondes.

Le facteur de perte de l'eau varie considérablement avec la fréquence. Les pertes diélectriques sont négligeables dans la gamme des hautes fréquences; elles sont très importantes pour les moyennes fréquences et les micro-ondes. Or, la plupart des matériaux contiennent de l'eau. On voit donc l'intérêt d'utiliser les micro-ondes dans les problèmes de séchage (les fréquences inférieures à 1 MHz étant inutilisables en raison des perturbations qu'elles apporteraient aux ondes de radiodiffusion). Il est toutefois possible de faire du séchage avec des hautes fréquences en jouant sur les pertes dans le matériau lui-même sans utiliser les propriétés particulières de l'eau.

Dans le cas des plastiques et du caoutchouc, le choix de la longueur d'onde se fait en fonction de l'optimum du produit F tg δ qui croît linéairement avec la fréquence, alors que $\rightarrow \varepsilon'$ reste sensiblement constant. Pour le caoutchouc et le polyéthylène, les énergies dissipées sont considérablement plus élevées avec les micro-ondes. On conçoit alors que celles-ci soient utilisées pour assurer des opérations de soudures de feuilles plastiques, polymérisation de tissus, etc.

Parmi les applications des fours HF ou UHF, citons : la déshydratation sous vide de substances labiles; la vulcanisation en continu par micro-ondes de profils en caoutchouc extrudés; le séchage des encres à l'eau (HF); le frittage céramique (UHF); le séchage du caoutchouc (UHF); la décongélation des produits alimentaires (UHF); le séchage du bois (UF) et celui de la sciure (HF); la cuisson de pâte de pain (UHF); le séchage de produits pharmaceutiques (HF), etc.

Les avantages du procédé sont les suivants : rapidité, faible dépense d'énergie, homogénéité du traitement dans la masse, propreté, qualité des produits obtenus.

Avantages et inconvénients des différentes sortes de fours. Consommations énergétiques

Il est possible dans la plupart des cas, pour l'exécution d'un traitement thermique donné, d'utiliser différents types de fours employant des combustibles divers. Le choix du four est alors fonction de la qualité et de la précision du traitement thermique à réaliser, de la rapidité d'exécution recherchée, de la quantité de pièces à traiter, de la place disponible, du coût d'investissement et du prix de fonctionnement.

Nous nous attarderons plus particulièrement sur le prix de fonctionnement des fours, et notamment sur la dépense énergétique, en raison de l'importance que revêt cet aspect dans la conjoncture actuelle.

Le rendement global de l'opération de chauffage est très variable suivant le type de four considéré. Dans les fours à flamme, il est généralement inférieur à 50 %, alors qu'il est de l'ordre de 50 % dans les fours électriques

pour les métaux à faible résistivité comme le cuivre et l'aluminium, et qu'il peut atteindre 70 % dans le cas de l'acier. Notons qu'il faut 240 kWh par tonne (soit 207 thermies) pour chauffer une pièce d'acier à 1 200 °C, 145 kWh par tonne (125 thermies) pour chauffer une pièce d'aluminium à 500 °C, et seulement 95 kWh par tonne (82 thermies) pour chauffer une pièce de cuivre à 800 °C.

Comparaison des coûts

Cas des moyens produits (lopins)

L'Association pour le développement technique des industries de l'estampage et de la forge (ADETIEF) a procédé, courant 1976, à une comparaison du prix de chauffage de pièces utilisées dans ce type d'industrie dans des fours à flamme, au gaz et au fuel, et dans des fours électriques. Le four pris en compte était un four de capacité moyenne susceptible de traiter 1 000 kg de pièces par heure, avec un taux d'utilisation (charge moyenne horaire/charge maximale horaire) de 50 %. Les mesures effectuées ont montré que, pour chauffer à 1 200 °C 1 kg de métal, il fallait disposer de 0,42 thermie en chauffage par induction et de 2,30 thermies en chauffage à la flamme. L'étude a pris en compte les prix de l'énergie tels qu'ils étaient en 1976, de même que le coût de la main-d'œuvre, celui résultant de la présence de calamine, ceux de l'eau de refroidissement, des amortissements et de l'entretien. Il est apparu en définitive que les dépenses totales étaient relativement comparables avec les trois énergies considérées (voir *tableau* VI). [On n'a pas pris en compte les frais généraux et le coût de l'usine dans laquelle le four doit être implanté.]

On retiendra que si le coût de la calorie électrique est généralement plus élevé que celui de la calorie gaz ou fuel, la dépense finale de combustible est en fait inférieure dans le four électrique en raison du rendement beaucoup plus élevé du chauffage électrique par induction. Enfin, on n'a pas tenu compte dans les fours à induction de leur automatisation fréquente qui peut conduire à des frais de main-d'œuvre inférieurs à ceux qui ont été retenus.

Dans ses conclusions, l'ADETIEF fait remarquer que « l'avantage du four à induction s'affirme donc, davantage si l'on considère les autres paramètres ». En effet, la production d'oxyde est divisée par deux dans les fours à induction par rapport à la chauffe à la flamme, ce qui représente une économie non négligeable. De la faible quantité de calamine produite à la surface du lopin découle de plus une augmentation de la durée de vie des matrices... Enfin, c'est sans doute le chauffage par induction qui apporte la solution la plus satisfaisante au problème de l'amélioration de productivité. Pour toutes ces raisons économiques, techniques et sociales, les entreprises d'estampage s'orientent vers l'utilisation de l'énergie électrique pour le chauffage des lopins avant estampage. Toutefois, la mise en place d'un groupe de chauffage par induction, y compris ses périphériques : pompes, tour de refroidissement, dispositifs automatiques de chargement... représente encore un investissement important, parfois difficile à envisager par les petites et moyennes entreprises, même si son amortissement est rapide.

Cas de gros produits

Il s'agit là de réchauffer des produits, telles des brames ou des billettes, dont le poids est considérable (jusqu'à 40 t par pièce) dans de très gros fours, qui sont alimentés en énergie relativement moins coûteuse (gaz naturel, gaz de haut fourneau, éventuellement électricité haute ou moyenne tension). Le *tableau* VII donne les coûts comparés du réchauffage d'une tonne de produit suivant la nature des fours. On remarque, comme dans le cas précédent, que les prix par unité de poids sont relativement comparables. Ce n'était pas le cas, par exemple, en 1970 lorsque la thermie flamme coûtait un centime. Dès maintenant, il est avantageux de remplacer les fours à flamme — qui consomment plus de 300 th/t avec 4 % de pertes par oxydation ou 800 th/t avec 2 % de pertes par oxydation — par des fours à chauffage électrique.

Conclusion

On remarque l'effet de taille qui conduit à un prix moyen très différent selon la taille des produits (*tableau* VIII).

Actuellement, les gros fours de réchauffage, qui représentent une part importante de l'activité industrielle, utilisent 5 à 6 % de l'énergie consommée en France. 35 % de ces fours utilisent le mazout lourd, 26 % le gaz de haut fourneau, 24 % le gaz naturel et 15 % le gaz de cokerie.

Il est probable que les impératifs énergétiques actuels conduiront à l'apparition plus ou moins rapide de fours électriques ou mixtes de réchauffage des gros produits. Ce renouvellement sera vraisemblablement accompagné d'une plus grande automatisation et conduira à une amélioration marquée des conditions de travail et à une diminution des nuisances et de la pollution.

Tableau VI — Poste d'affectation	Four tournant — au gaz	Four tournant — au fuel	Four à induction
Prix de la thermie ou du kWh (en centimes)	4,7	5,2	20
Énergie	0,108	0,119	0,084
Coût d'exploitation :			
— M.O. directe	0,050	0,050	0,050
— M.O. indirecte à allumage	0,004	0,004	0,002
— Entretien	0,052	0,052	0,040
— Perte au feu	0,020	0,020	0,010
— Eau de refroidissement	0,010	0,010	0,003
Amortissements	0,050	0,050	0,106
Total	0,294	0,305	0,295

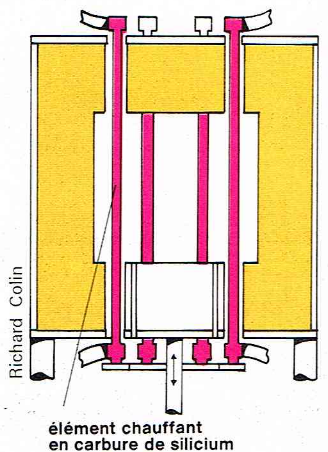
Tableau VII	Flamme 4 centimes la thermie		Induction 50 Hz à 12 centimes le kWh		Mixte Flamme 720 °C Induction t > 720 °C
Production nominale	300 t/h (brames)	100 t/h (billettes)	300 t/h (brames)	100 t/h (billettes)	100 t/h
Puissance installée (en MW)	—	—	100	35	13,5
Part de l'énergie (en F/t)					
marche à 3 postes	20	14	42	37,2	22
marche à 1 poste	30	40	42	42,0	32
Perte en feu 3 postes	15 à 30	20 à 40	5 à 10	5 à 10	5 à 10
Perte en feu 1 poste	25 à 50	40 à 80	5 à 10	5 à 10	5 à 10
Conduite, amortissement, entretien	4,4 à 14,7	8,4 à 17,3	7,9 à 19,4	9,4 à 22,4	11 à 23,3
Prix total (en F/t) à 3 postes	42,1 à 57,1	42,4 à 62,4	54,9 à 59,9	51,6 à 56,6	38 à 43
Prix total (en F/t) à 1 poste	69,7 à 94,7	97,3 à 137,2	66,4 à 71,4	70,4 à 75,4	60,3 à 65,3

Tableau VIII — Type de four	Taux d'engagement (en %)	Coût moyen : énergie, pertes, conduite, entretien et amortissements (en centimes/kg)
Four 1 t/h pour lopins à 1 poste	50	30
Four 100 t/h pour billettes à 1 poste	100	8
Four 300 t/h pour brames à 3 postes	100	4

▲ ***Tableau VI :** coût comparé du réchauffage de petits produits (lopins) pour estampage dans un four capable de 1 000 kg/h au taux d'engagement 50 %, en francs 1976 par kilogramme.*
***Tableau VII :** coût comparé du réchauffage à 1 200 °C de gros produits (billettes et brames d'acier) dans de gros fours capables de 100 à 300 t/h (taux d'engagement 100 %) en francs 1976-1977 par tonne.*

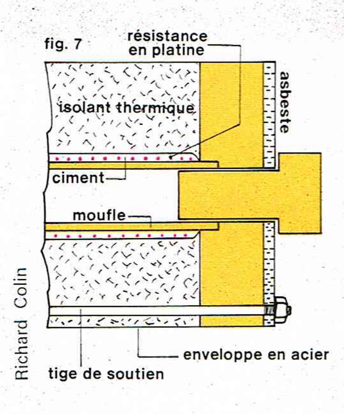
◀ ***Tableau VIII :** taux d'engagement et coût moyen pour différents types de fours.*

fig. 6

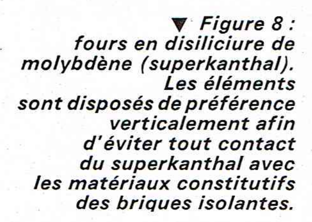


▲ *Figure 6 : four au carbure de silicium (carborandum). Les éléments en carborandum sont parfois découpés en spirales ; leur montage est effectué en évitant toute contrainte mécanique, et ils sont de préférence montés en vertical.*

fig. 7

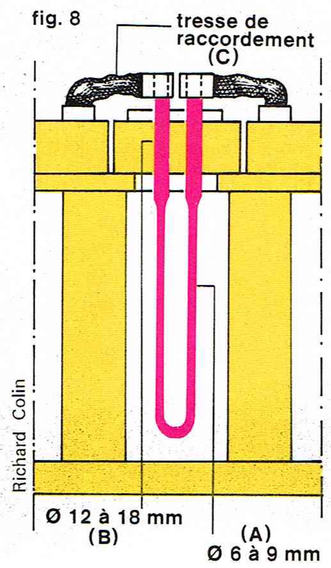


▲ *Figure 7 : four à enroulement de platine.*



▼ *Figure 8 : fours en disiliciure de molybdène (superkanthal). Les éléments sont disposés de préférence verticalement afin d'éviter tout contact du superkanthal avec les matériaux constitutifs des briques isolantes.*

fig. 8



Les fours en milieu oxydant

Les fours électriques permettant des études en milieu oxydant sont assez différents de ceux travaillant sous vide, en atmosphère inerte ou réductrice. Les éléments chauffants ne sont plus métalliques ; le dernier métal résistant à l'oxydation est le platine, très onéreux. La *figure* 14 p. 186 de ce volume donne la température limite et l'atmosphère de travail des différents éléments chauffants. Ce sont les métaux qui se façonnent le plus facilement, et c'est faute d'en avoir qui résistent à l'oxydation à haute température que l'emploi de certains semi-conducteurs ou de composés intermétalliques s'est révélé très utile ; c'est le cas des fours à résistance de graphite qui peuvent atteindre 3 000 °C en atmosphère neutre, réductrice ou sous vide, c'est le cas des fours à baguette de carborandum, moins onéreux que le platine, de superkanthal et de chromite de lanthane, qui permettent d'une part d'accéder au domaine 1 500 °C-1 800 °C en atmosphère oxydante, et d'autre part de concevoir des fours de grand volume considérablement moins chers que les fours à résistance de platine rhodié. Enfin, les fours à résistance d'oxydes réfractaires permettent d'agrandir le domaine de températures accessible en atmosphère oxydante et d'atteindre 2 500 °C. Le *tableau* IX résume les éléments chauffants qui ont reçu des applications importantes pour des fours en atmosphère oxydante.

Fours (1 550 °C) en carbure de silicium : carborandum CSi

Le carbure de silicium est un semi-conducteur qui peut être utilisé sous forme de baguette ou de tube, pour constituer des éléments chauffants spécialement utiles en atmosphère oxydante et jusqu'à 1 500 °C. Mais leur durée de vie est faible à cette température limite ; par contre, à 1 400 °C, elle est de l'ordre de plusieurs milliers d'heures. Les éléments supportent aussi le vide, l'atmosphère inerte ou réductrice sans pouvoir dépasser 1 400 °C. Il faut éviter la présence de vapeur d'eau. Les éléments en carborandum sont formés de grains de carbure de silicium agglomérés sous pression au moyen d'un liant, et cuits à haute température. Il s'agit d'une céramique où la dimension des grains, la proportion et la nature du liant, la température de cuisson influent sur la résistivité des baguettes. Celle-ci est un point faible de ces éléments, car, outre qu'elle n'est pas constante d'une préparation à une autre, elle ne varie pas d'une façon constante en fonction de la température et du temps. La résistance d'un élément diminue environ de 10 % jusqu'à 700 °C, puis augmente de 10 % de 700 °C à 1 400 °C. Au cours du temps, on enregistre une évolution de 20 à 25 % pendant les cinquante premières heures, puis une variation plus lente. Pour maintenir la puissance constante d'un four équipé d'éléments de carborandum, il faut donc augmenter progressivement la tension disponible pour compenser cette évolution. Une réserve de tension de 40 à 50 % à 1 400 °C est suffisante pour une utilisation en atmosphère oxydante.

Les éléments en carborandum sont parfois découpés en spirales comme les tubes de carbone. Leur montage est effectué en évitant toute contrainte mécanique, et ils sont de préférence montés en vertical (*fig.* 6). Pour les contacts, on peut, pour les tubes dont le diamètre est inférieur à 30 mm, utiliser un contact par pince et tresse d'aluminium, sinon on utilise un contact par bride.

Dans le cas des baguettes, on utilise la métallisation des extrémités avec enroulement de fils de connexion ou bien un simple contact des extrémités avec des pièces refroidies. Le montage électrique des baguettes se fait de préférence en parallèle, ce qui permet le remplacement d'une baguette usée sans être obligé d'interrompre le fonctionnement du four. A titre d'exemple, une baguette de 14 mm de diamètre et de 250 mm de longueur a une résistance de 2,2 Ω et consomme 16 A sous 35 V à 1 400 °C.

Fours (1 600 °C) en platine rhodié (20 %)

Les métaux nobles et leurs alliages ont une résistivité suffisamment élevée pour les employer sans refroidissement. L'élément chauffant sous forme de fil est enroulé sur un tube réfractaire, et l'emploi d'un ciment maintient les spires non jointives. Il faut éviter d'utiliser des ciments qui contiennent de la silice ou du fer ; il est préférable d'employer des mélanges de poudre d'alumine fine, d'argile et de liant organique. Les craquelures dans le ciment sont à l'origine de la surchauffe de l'élément et doivent être évitées. Les fils peuvent être employés à partir d'un diamètre de 0,4 mm, mais, pour assurer une plus grande durée de vie, il est préférable d'utiliser des tailles plus grandes. La construction la plus simple est de bobiner un fil sur un tube en réfractaire exempt de silice et de le noyer dans du ciment. Le tout est placé dans un isolant thermique. En général, on souhaite avoir un gradient de température le long du tube le plus faible possible. Cela peut être obtenu en faisant varier l'espace entre les spires par un plus grand resserrement vers les extrémités, où les pertes thermiques sont maximales. On peut également constituer le four de trois bobinages : un à chaque extrémité et un dans la zone centrale.

La *figure* 7 illustre un cas classique d'un four à enroulement de platine. Des fours de grande taille ont été construits pour la fabrication de verres spéciaux de lunetterie.

Fours (1 750 °C) en disiliciure de molybdène : superkanthal $MoSi_2$

Le composant de base du superkanthal est le disiliciure de molybdène $MoSi_2$ qui, jusqu'à 1 750 °C, présente une grande résistance à l'oxydation grâce à une couche protectrice de silice SiO_2 qui se forme par oxydation du silicium. Sa grande fragilité mécanique a été réduite grâce à l'adjonction de certains additifs métalliques et céramiques. Les propriétés physiques du matériau commercialisé sont : coefficient de dilatation linéaire à 1 000 °C, 7-8 10^{-6}/°C ; poids spécifique, 5,6 ; résistance à la traction à 1 500 °C, 10 kg · cm^{-2} ± 25 % ; allongement à la rupture à 1 500 °C, 5 à 6 % ; résistance à la flexion à 30 °C, 45 kg · mm^{-2} ± 20 % ; dureté, 1 200 vickers. La résistivité électrique est faible ; son augmentation avec la température confère au superkanthal un caractère métallique.

Le matériau est une céramique élaborée sous forme de barres de diamètres variés, obtenues par compression, extrusion et frittage. Les éléments sont ployés à chaud sous forme d'épingle (A) [*fig.* 8] et ont un diamètre de 6 à 9 mm pour la zone à haute température. Les deux extrémités (B) ont un diamètre de 12 à 18 mm et sont soudées à l'épingle ; la tresse de raccordement (C) est serrée sur une partie métallisée de l'extrémité. Les éléments sont disposés, de préférence, verticalement : cet arrangement évite tout contact du superkanthal avec les matériaux constitutifs des briques isolantes. Dans le cas des éléments horizontaux, les fours ne doivent pas dépasser 1 550 °C, de crainte que la silice ne colle aux briques réfractaires. Comme la résistivité du superkanthal augmente avec la température, la puissance développée, à tension constante, est élevée à basse température et assure une montée rapide de la température du four sans aucun risque de surchauffe. Les éléments ne manifestent aucun vieillissement dans leurs caractéristiques électriques. Dans le cas d'un nouveau four, il faut prendre quelques précautions : la montée en température doit être rapide en présence d'une circulation d'air. Lorsqu'un four a fonctionné pendant plusieurs jours à une température peu élevée, il convient de temps en temps de le porter de nouveau à sa température maximale afin de permettre la réoxydation des éléments. On obtient la plus grande durée de vie en fonctionnement continu.

Le superkanthal supporte correctement de travailler dans diverses atmosphères, mais c'est en atmosphère oxydante qu'on obtient les caractéristiques maximales. Les températures limites de fonctionnement en fonction du milieu gazeux sont les suivantes : air, 1 700 °C ; azote, 1 600 °C ; argon, hélium, 1 500 °C ; hydrogène, 1 300 °C ; gaz carbonique, 1 600 °C ; oxyde de carbone, 1 500 °C. Le superkanthal ne supporte pas le chauffage sous vide.

Fours (1 750 °C) en chromite de lanthane : Pyrox 2000

Le matériau $LaCrO_3$ a été pour la première fois préparé, en France, au Laboratoire des ultraréfractaires, en 1968.

Les chromites de lanthanides sont des composés très réfractaires, dont les températures de fusion sont comprises entre 2 300 et 2 500 °C. Le chromite de lanthane est le plus réfractaire d'entre eux. Il présente une conductivité électrique déjà notable à température ambiante ($\sigma = 10^{-3}\,\Omega^{-1}\,cm^{-1}$) qui augmente rapidement avec la température ($\sigma = 1\,\Omega^{-1}\,cm^{-1}$ à 1 400 °C). Le

produit est toujours plus conducteur sous air que sous argon, et l'écart décroît pour les échantillons fortement dopés. Ce matériau dopé au calcium est tout à fait utilisable jusqu'à 1 800 °C.

Les éléments chauffants sont préparés par des techniques céramiques (compression et frittage). Les éléments peuvent être utilisés en position verticale ou horizontale. Toutefois, à haute température, seul le fonctionnement vertical est possible, la position horizontale entraîne l'apparition d'une déformation en arc due au fluage. La limite pratique d'emploi horizontal est fonction du diamètre et de la portée (de l'ordre de 1 200 °C à 1 500 °C).

La puissance peut atteindre dans certains cas 8 W/cm², mais il est préférable de travailler au-dessous de cette valeur, surtout à haute température. Il convient de respecter absolument les tensions efficaces maximales indiquées. On veillera à ce qu'aucune partie de l'élément ne soit en contact avec les réfractaires, ou aucun autre matériau, à une température supérieure à 1 000 °C. Les connexions électriques ne doivent jamais être refroidies par circulation d'eau, mais uniquement par convection naturelle.

Fours (2 500 °C) en oxydes réfractaires : zircone

Au-dessus de 1 800 °C, les matériaux constituant les éléments chauffants des fours en atmosphère oxydante se décomposent, se volatilisent ou s'oxydent. Pour travailler à de telles températures, on fait alors appel à d'autres techniques telles que celles du four à gaz de combustion avec isolement de la chambre de travail, du four à image ou du four solaire.

Dès 1900, Nernst eut l'idée d'utiliser les oxydes réfractaires comme résistance électrique pour source lumineuse (les filaments Nernst). Mais il faut attendre 1941 pour noter la construction d'un four de plusieurs kilowatts à éléments en oxydes réfractaires. Il est constitué de huit baguettes de thorine (ThO_2) de 90 mm de long et de 6 mm de diamètre, montées en parallèle. Les premiers essais qui ont eu lieu n'ont toutefois pas abouti à des durées de vie satisfaisantes, faute d'avoir résolu les principaux problèmes liés à la dissipation de l'énergie électrique dans un oxyde réfractaire; ce sont essentiellement l'instabilité et l'inhomogénéité de ce type de chauffage, et la fragilité des éléments céramiques soumis à des contraintes mécaniques et thermiques.

● *Propriétés des oxydes réfractaires*

Pour un four haute température, le meilleur oxyde doit avoir essentiellement une température de fusion aussi élevée que possible et une bonne conductivité électrique à haute température.

Les oxydes dont le point de fusion est supérieur à 2 500 °C sont les suivants : BeO et CaO (2 600 °C), ZrO_2 et CeO_2 (2 700 °C), UO_2 (2 750 °C), HfO_2 et MgO (2 800 °C), ThO_2 (3 300 °C). A l'état pur, ils ont tous des inconvénients majeurs qui limitent leur emploi : BeO et CaO réagissent avec la vapeur d'eau, ZrO_2 et HfO_2 présentent une transformation cristallographique avec une grande variation de paramètres, CeO_2 est instable, MgO est très volatil, ThO_2 et UO_2 sont légèrement radio-actifs. Pour utiliser ces deux derniers oxydes, il convient de prendre des précautions qui sont onéreuses à mettre en œuvre.

La zircone stabilisée dans sa forme haute température par quelques % d'ajouts tels que la chaux ou l'oxyde d'yttrium apparaît comme un matériau tout à fait convenable avec une grande inertie chimique et un prix de revient raisonnable. De plus, elle est un des oxydes réfractaires les plus conducteurs à haute température.

On peut constater qu'à basse température tous les oxydes réfractaires sont des isolants, et leur résistivité décroît très vite avec la température. Elle est de la forme :

(1) $$\rho = \rho_0 \exp Q/RT$$

Q : chaleur d'activation apparente (en calories) $= 30\,000$ cal · mol⁻¹; R : constante des gaz parfaits; ρ_0 : constante $= 6{,}6\ 10^{-4}\ \Omega \cdot$ cm; T : température en degrés Kelvin.

La dissipation directe de l'énergie électrique impose le préchauffage de l'oxyde par une résistance auxiliaire et la définition des conditions d'un chauffage stable.

● *Conditions pour le chauffage stable de l'élément chauffant*

La valeur de ρ à basse température (10^{10}-10^{15} ohms · cm) ne permet pas, sauf sous très haute tension, de dissiper une énergie importante dans le matériau. Par contre, en préchauffant l'oxyde jusqu'à 1 200 °C environ, ρ diminue, la température de l'oxyde croît très rapidement, et, si on ne prend alors aucune précaution, on atteint la fusion de l'élément. A la température d'équilibre T_e, la puissance fournie P_F égale la puissance perdue P_R; aux températures élevées, on considérera seulement la puissance perdue par rayonnement P_R prépondérante devant les pertes par convection et par conduction. On a :

(2) $$P_F = \frac{V^2 s}{\rho_0 l} \exp - \frac{Q}{RT}$$

avec : V : tension appliquée aux bornes du circuit; ρ_0 : constante ($10^{-4}\ \Omega \cdot$ cm pour la zircone); s : section de l'élément chauffant; l : longueur de l'élément chauffant; Q : constante (30 000 cal pour la zircone); ε : facteur d'émission total ($\sim 0{,}5$ pour la zircone); σ : constante de Stefan-Boltzmann; S : surface latérale de l'élément chauffant; T : température absolue.

Les courbes P_R et P_F en fonction de T peuvent se couper de deux façons différentes (*fig.* 9). Chaque point d'intersection donne une température d'équilibre. Si à partir de la température d'équilibre T_e apparaît une faible variation de la température, la *figure* 9 a montre, pour $\Delta T < 0$, que la puissance dissipée est inférieure à la puissance rayonnée, et le système tend à se refroidir. De même, pour $\Delta T > 0$, on dissipe dans l'oxyde plus qu'il ne rayonne, et il tend à s'échauffer. Le point C conduit à un chauffage instable. Par contre, un raisonnement analogue pour la *figure* 9 b montre que, pour tout signe de ΔT, le système tend à revenir à sa température d'équilibre T_e. La condition d'un chauffage stable s'exprime :

(3) $$\begin{cases} P_F = P_R \\ \left(\frac{\partial P_F}{\partial T}\right)_{Te} < \left(\frac{\partial P_R}{\partial T}\right)_{Te} \end{cases}$$

La résolution de **(3)** donne une condition sur le domaine de températures où sont réalisées les conditions d'un chauffage stable : $T_e > Q/4\,R$. Pour la zircone stabilisée, cela donne : $T_e > 3\,200$ °C.

Cette valeur est très supérieure à la température de fusion de l'oxyde; donc, dans le domaine de températures 1 200 °C-2 500 °C, la dissipation de l'énergie électrique dans la zircone conduit à un système instable, et il est normal d'atteindre la fusion ou le refroidissement rapide du matériau. Toutefois, il est possible de passer du cas de la *figure* 9 a (instable) au cas de la *figure* 9 b (stable), d'une part en mettant une résistance en série avec l'oxyde, et d'autre part en calorifugeant celui-ci. Par l'addition d'une résistance R_0 dans le circuit de l'oxyde, l'expression **(2)** devient :

(4) $$P_f = \frac{R_T V^2}{(R_T + R_0)^2}$$

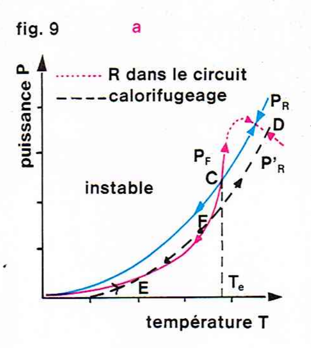
R_T : résistance de l'oxyde à la température T. Dans ce cas, la courbe $P_f = f$ (T) présente un maximum (*fig.* 9 a pointillé) pour une température T telle que $R_0 = R_T$. Pour des valeurs convenables de V et de R_0, elle coupe la courbe P_R en deux points C et D dont un seul, D, satisfait aux conditions **(3)** et définit une température T_e pour un chauffage stable de l'oxyde.

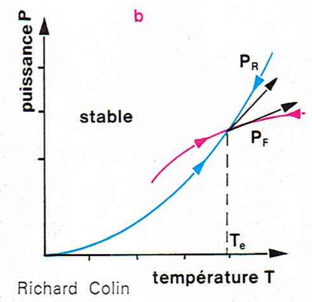
On a déterminé les courbes P_F, P_f, P_R pour un élément chauffant en zircone stabilisée à la chaux ayant la forme d'un tube de 30 mm de long, de 24 mm de diamètre et de 2 mm d'épaisseur. Sous 50 V et avec 1 Ω de résistance en série, on n'a aucune intersection entre P_f et P_R; par contre, sous 100 V et 1 Ω, on a deux intersections. L'une d'elles correspond à un fonctionnement stable à 2 000 °C. On peut également obtenir un chauffage stable en réduisant les pertes par rayonnement (courbe P'_R de la *fig.* 9 a). La puissance P_R devient P'_R :

(5) $$P'_R = \varepsilon\sigma S\,(T^4 - T_0^4)$$

T_0, température à l'extérieur de l'élément chauffant. Dans ce cas-là, P_R coupe la courbe P_F en deux points E et F (*fig.* 6 a). Seul le point E satisfait aux expressions **(3)**. En introduisant l'équation **(5)** dans **(3)**, on obtient une condition sur T_0 :

(6) $$T_0^4 > T_e^4 \left(1 - \frac{4\,RT'_e}{Q}\right)$$





Richard Colin

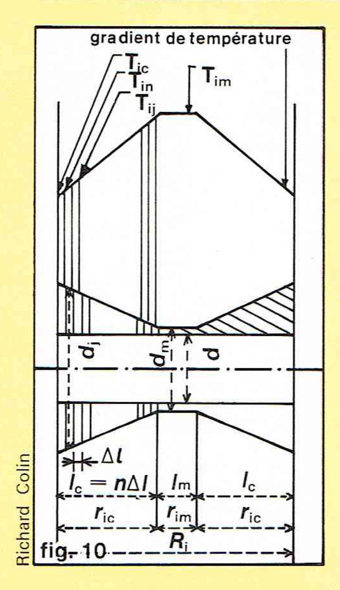
▲ ***Figure 9 :*** ***courbes de la puissance fournie*** (**P_F**) ***et de la puissance perdue*** (**P_R**) ***en fonction de la température; chaque point d'intersection donne une température d'équilibre, stable en*** **b**, ***instable en*** **a**.

▼ ***Éléments chauffants cylindriques utilisés dans les fours de laboratoire; chaque élément est taillé dans la masse d'un barreau cylindrique de zircone à 4 % de chaux ou 8 % d'oxyde d'yttrium.***



Lab. de recherche sur la physique des hautes températures - Centre national de la recherche scientifique

Tableau IX Composition	Forme	Résistivité (en ohm · cm) 20 °C	800 °C	1 200 °C	1 700 °C	T° max (en °C)
Carborandum CSi	Baguettes tubes	3	1	1,4		1 550
Platine-rhodié (20 %)		$21 \cdot 10^{-6}$	$40 \cdot 10^{-6}$	$50 \cdot 10^{-6}$		1 600
Superkanthal $MoSi_2$	Baguettes	$29 \cdot 10^{-6}$	$200 \cdot 10^{-6}$	$300 \cdot 10^{-6}$		1 750
Chromite de lanthane $LaCrO_3$	Baguettes tubes	10^3		10	10^{-1}	1 800
Zircone stabilisée ZrO_2 - 4 % CaO ZrO_2 - 6 % Y_2O_3	Baguettes tubes	$\simeq 10^{13}$	10^3	10	1	2 300



▲ ***Tableau IX :*** ***éléments chauffants utilisés dans les fours en atmosphère oxydante.***
Figure 10 : ***calcul de la résistance d'un matériau par découpage de l'élément en secteurs élémentaires (voir développement dans le texte).***

▼ ***Tableau X :*** ***caractéristiques des fours électriques en atmosphère oxydante mis au point au Centre de recherches sur la physique des hautes températures d'Orléans (en astérisque, la performance primordiale de ces fours).***
Tableau XI : ***matériaux réfractaires utilisés pour l'isolation des fours en atmosphère oxydante.***

Seul un bon calorifugeage permet de satisfaire à l'équation **(6)**. Le calorifugeage de l'oxyde présente plusieurs avantages : assurer la stabilité du chauffage, réduire le gradient de température dans l'épaisseur de la céramique, assurer un bon fonctionnement sous des tensions plus faibles (moins de risque d'arcs). Dans le cas cité, on peut montrer qu'on obtient, avec un calorifugeage, un point de fonctionnement stable avec seulement 50 V et 1 Ω dans le circuit. Par contre, la nécessité de calorifuger interdit de préchauffer l'élément au moyen d'un chalumeau.

A partir de la valeur minimale de T_e, on définit la puissance maximale P_r que doit rayonner l'élément chauffant.

(7) $$P_r = P_R X\ 4\ RT_e/Q$$

● *Description des éléments chauffants et des fours*

En tenant compte des résultats ci-dessus, et d'autre part en résolvant certains problèmes techniques tels que les contraintes mécaniques ou les eutectiques au niveau des contacts avec l'élément en céramique, plusieurs types d'éléments chauffants ont pu être réalisés.

Pour une longue vie des éléments chauffants, leur conception doit obéir à deux conditions : dilatation libre entre la température ambiante et la température de travail, et contacts électriques n'excédant pas 1 600 °C quand l'élément est à 2 500 °C. La première condition est réalisée grâce à une absence de contrainte mécanique par une suspension des éléments. La seconde condition impose une forme à l'élément telle que la résistance électrique du matériau soit évolutive et diminue au niveau des amenées de courant.

La photo de la p. 307 montre une série d'éléments chauffants cylindriques pour fours de laboratoire. L'élément est taillé dans la masse d'un barreau cylindrique de zircone à 4 % de chaux ou 6 % d'oxyde d'yttrium. Il est percé de part en part d'un trou au diamètre de la chambre de travail. Celui-ci varie de 16 à 45 mm. A sa partie supérieure, l'élément a une section double de celle qui est située près de la cavité à haute température. Cela permet aux amenées de courant de ne jamais dépasser 1 600 °C.

Pour réaliser le four, un écran en zircone est interposé entre l'élément et le tube d'alumine afin d'éviter que la température de celui-ci n'excède 1 900 °C. Le calorifugeage est assuré par des briques taillées ou des feutres isolants, séparés du four de préchauffage par un tube d'alumine. Pour atteindre 2 500 °C, il est préférable de placer l'élément sur une plaque de zircone, située à la partie supérieure du four.

Les fours mis au point au Centre de recherches sur la physique des hautes températures à Orléans étaient en 1977 les seuls fours électriques capables de dépasser 1 800 °C en atmosphère oxydante. Leurs applications sont multiples : au laboratoire (frittage et traitement thermique — points de fusion pour des étalons secondaires de l'échelle internationale de température) ; dans l'industrie (frittage, sans pollution, de pièces céramiques, tirage de la fibre optique, remplacement des fours à flamme par des fours électriques). Ils sont actuellement à l'étude pour équiper le laboratoire spatial européen Spacelab. Leurs caractéristiques dépendent de la performance essentielle dont l'usager a besoin (*tableau* X).

Calorifugeage et calcul d'un four

La puissance nécessaire pour maintenir un four à température fixe est déterminée par les pertes de chaleur à travers les parois du four. Il existe un calcul simple pour la distribution de température à travers un mur comprenant deux matériaux différents, l'un d'épaisseur l_1 et de conductivité thermique k_1, et l'autre d'épaisseur l_2 et de conductivité thermique k_2. Le flux de chaleur Q à travers la surface A est :

$$\frac{Q}{A} = \frac{k_1\ (t_i - t_b)}{l_1} = \frac{k_2\ (t_b - t_w)}{l_2} = h\ (t_w - t_a)$$

avec h coefficient de transfert de chaleur, t_i température à l'intérieur du four, t_b température à l'interface des deux matériaux, t_w température à la surface extérieure du four, t_a température ambiante, soit :

$$\frac{Q}{A} = \frac{t_i - t_w}{\dfrac{l_1}{k_1} + \dfrac{l_2}{k_2}} = h\ (t_w - t_a)$$

Les inconnues sont Q et t_w qui peuvent être déterminées par approximations successives si l'on connaît les conductivités thermiques des céramiques isolantes ; le *tableau* XI donne un aperçu des matériaux utilisables à haute température. Actuellement, des matériaux superisolants ont été étudiés : les multifeuilles sont formés d'un grand nombre de feuilles métalliques très minces, et leur conductivité thermique est aussi faible que 10^{-5} watt/cm · °C.

Deux points sont importants à évaluer : la puissance perdue et la puissance nécessaire pour atteindre une température donnée. La puissance perdue dépend essentiellement de la forme géométrique du four. Les pertes latérales à travers le calorifugeage sont faibles comparées aux pertes par les extrémités du four ; ces dernières peuvent être réduites en obturant avec soin les faces extrêmes : la puissance rayonnée par cm^2 de l'ouverture d'un four est évaluée à 13, 80, 170, 750 watts pour respectivement 1 000, 1 500, 2 000 et 2 900 °C. Dans le cas de fours bobinés sur un tube réfractaire dont la longueur est au moins 7 à 8 fois le diamètre, on peut admettre que la puissance à fournir par cm^2 est 0,2-0,6-1,4-3 watts pour atteindre respectivement 600, 1 000, 1 500, 2 000 °C.

Prenons l'exemple d'un four à enroulement de platine rhodié de diamètre intérieur $D = 7$ cm, de longueur $L = 50$ cm, c'est-à-dire de surface intérieure 1 100 cm^2. Pour atteindre 1 500 °C, il faudra une puissance de 2 000 watts. En général, l'espace entre les spires est égal au diamètre du fil, donc le nombre de spires n est : $n = L/2\ d$, et comme la longueur l du fil est égale à πDn, la relation entre la résistance R et le diamètre du fil est : $R \times 2\ \rho\ DL/d^3$, où ρ est la résistivité du fil, soit $53\ 10^{-6}\ \Omega \cdot$ cm à 1 500 °C. On doit donc prendre un fil de 0,5 mm de diamètre.

Dans le cas d'un élément chauffant fait d'une céramique dont la résistivité varie beaucoup avec la température, le calcul de la résistivité du matériau se fait par découpage de l'élément en secteur élémentaire de longueur Δl auquel on assigne une température uniforme T_{ij}. La résistance de ce secteur est r_{ij} (voir *fig.* 10) :

$$R_i = r_{im} + 2\ r_{ic},\ r_{ic} = \sum_{j=1}^{n} r_{ij},\ r_{ij} = \frac{\Delta l}{\dfrac{\pi}{4}\ (d_j^2 - d^2)} \times \rho_{ij}$$

$$\rho_{ij} = \rho_0 \exp \frac{A}{T_{if}} \begin{cases} 10^{10}\ \Omega \cdot \text{cm à} \quad 25\ °\text{C} \\ 1\ \Omega \cdot \text{cm à}\ 1\ 500\ °\text{C} \end{cases}$$

Nous avons pris 14 secteurs de $\Delta l = 0{,}23$ cm avec une partie cylindrique (l_m) de 1,3 cm de hauteur. Le diamètre de l'élément est de 2,8 cm. La résistance mesurée est 1,33 Ω à 2 000 °C, et la résistance calculée est 1,29 Ω.

Tableau X — Paramètres / Performances	Laboratoire Température *	Industriel Durée de vie *	Spatial Consommation d'énergie *
Température limite	2 450 °C *	1 900 °C	2 000 °C
Énergie : 50 cm^3 à 2 000 °C	1 200 W	1 200 W	350 W *
Durée de vie de l'élément	1 000 h	5 000 h *	La mission (plusieurs jours)
Isolants	Feutre	Briques	Feutre et multifeuilles
Élément	Cavité cylindrique	Module	Cavité cylindrique
Type	Isotherme ou gradient (10-200 °C/cm)	Isotherme	Isotherme ou gradient (10-200 °C/cm)

Tableau XI Matériaux	Composition (en %)	Point de fusion (en °C)	Conductivité thermique (en W/cm · °C)	Température maximale d'emploi (en °C)
Alumine fondue	Al_2O_3 87-93 SiO_2 7-11	2 050	0,02	1 800
Glucine fondue	BeO	2 600	0,3	2 500
Magnésie	MgO 97 SiO_2 1,2 CaO 1,5	2 700	0,03	1 600
Mullite	Al_2O_3 72 SiO_2 28	1 800		1 600
Silice fondue	SiO_2 95-97	1 700	0,01	1 000
Thorine fondue	ThO_2	3 300		2 200
Zircon	ZrO_2 67 SiO_2 33	2 500		1 600
Zircone stabilisée	ZrO_2 94,5 CaO 5 SiO_2 0,5	2 700	0,02	> 2 000